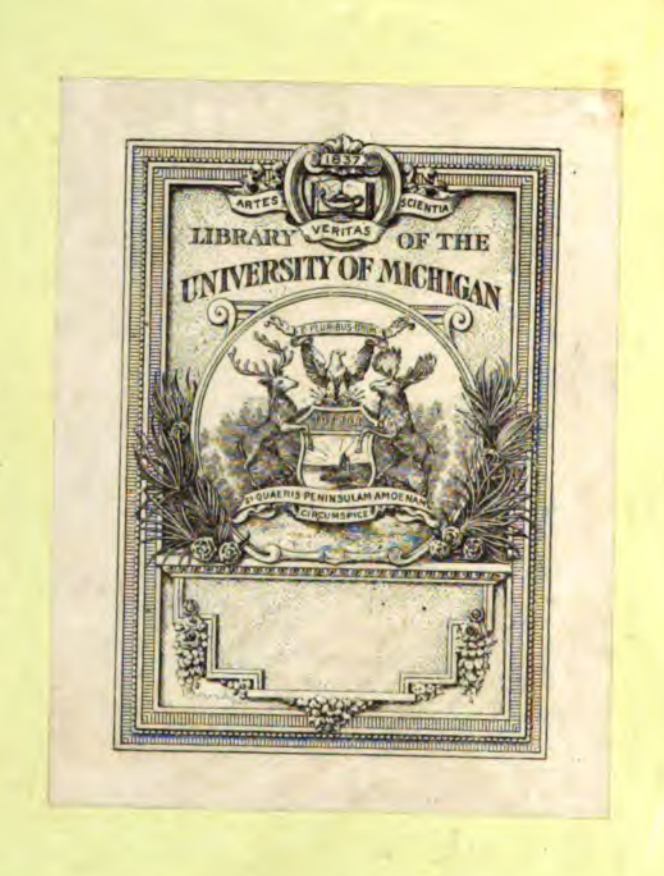

B 429108


1837
ARTES
SCIENTIA
VERITAS
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE

Die Stollenanlagen.

Die Stollenanlagen.

Leitfaden für

Bergleute und Tunnelbauer.

Unter besonderer

Berücksichtigung der beim Stollenbau vorkommenden bergmännischen Gewinnungsarbeiten und der dabei angewandten Bohrmaschinensysteme.

Von

Georg Haupt
Oberingenieur.

Mit 185 in den Text gedruckten Holzschnitten.



Berlin.
Verlag von Julius Springer.
1884.

Vorrede.

Während der kurzen Zeit in welcher man die Riesenarbeiten zur Durchtunnelung der Alpen vornahm, wurden die bergmännischen Gewinnungsarbeiten in einer grossartigen epochemachenden Weise vervollkommnet durch die Erfindung der Bohrmaschinen und deren Anwendung beim Richtstollenbetrieb.

So gewaltig wie der Umschwung in Bergbau-Anlagen stattfand, nachdem statt der langsam wirkenden Schlägel- und Eisenarbeit die Sprengarbeit mit Pulver eingeführt wurde, ebenso gewaltig ist der Fortschritt in den Unternehmungen der unterirdischen Bauanlagen geworden seit die Bohrmaschinen und das Nitroglycerin auch durch die festesten, früher für undurchdringlich gehaltenen Felsen einen Weg bahnte. Die kaum begreiflichen staunenswerthen Anlagen der Riesentunnels in den Alpen liessen bald das Project einer Durchbohrung des Meeresgrundes zwischen England und Frankreich folgen und es wäre nicht überraschend, wenn in kurzer Zeit die Electricität in den Instrumenten, welche dem Bergmann in die Hand gegeben sind, neue Wunder unter der Erde verrichtete, die die Bohrmaschine mit comprimirter Luft und Wasser getrieben, sowie das Nitroglycerin in den Schatten stellten!

Bis jetzt haben über die Leistungen der neu erfundenen Bohrmaschinen in einigen Lehrbüchern Veröffentlichungen stattgefunden; das meiste ist jedoch in verschiedenen Zeitschriften bei Beschreibung der speciellen Bauobjecte zur Kenntniss gebracht worden.

Da jedoch dieser Theil der bergmännischen Gewinnungslehre nicht allein für den Erbauer von Strassen, Eisenbahnen und Kanälen, sondern auch für den Bergbautreibenden von ebenso grosser Wich-

tigkeit ist, so glaube ich den Fachgenossen einen Dienst zu erweisen, wenn ich die bereits bekannt gewordenen mit den noch in neuerer Zeit gewonnenen, noch nicht veröffentlichten Resultaten der durch Bohrmaschinenbetrieb in grossartigem Umfang bestehenden Gewinnungsarbeiten, an denjenigen Anlagen zu erörtern suche, welche den Schlüssel zu allen unterirdischen Bauwerken bilden.

Dies sind die Stollen in erster und die Schächte in zweiter Linie.

Ein Schacht ist nur möglich, wenn die nöthigen Maschinenkräfte vorhanden sind, die den unterirdischen Bau vom Wasser und von erstickender und schlechter Luft freihalten; ein gut angelegter Stollen jedoch erschliesst das Innere der Erde ohne grössere Nebenanlagen und Arbeiten auf unberechenbare Zeiten.

Heute noch werden derartige Arbeiten, welche vor Jahrhunderten mühsam hergestellt wurden, angestaunt und sind noch eben so zugänglich als früher.

Ich habe deshalb in vorliegendem Buche die Stollenanlagen besonders zu einer eingehenden Betrachtung gewählt und hoffe, dem Bergmann sowohl als auch dem Tunnelbauer eine nicht unwillkommene Gabe damit zu bieten.

So möge denn das Buch einer günstigen Beurtheilung und freundlichen Aufnahme entgegen gehen!

Glück auf!

Der Verfasser.

Gotha, im März 1883.

Inhalt.

Dritter Abschnitt.

Vierter Abschnitt.

Einleitung.

Die Uranfänge der Bergbauten und somit der unterirdischen Bauten überhaupt, bestanden in der Herstellung von Stollen und Schächten.

Ein Stollen ist ein quadratisch oder rechtwinklig ausgehauener Raum, welcher möglichst horizontal unter der Oberfläche der Erde weg ausgeführt, in der Bergmannsprache: „getrieben“ wird; ein Schacht dagegen ein quadratisch ausgehauener Raum, der senkrecht, oder wenigstens unter einem sehr starken Neigungswinkel von der Oberfläche nach dem Innern der Erde zu hergestellt, in der Bergmannsprache: „abgeteuft“ wird.

Um in das Innere eines Berges zu dringen, zum Zweck der Herstellung von grösseren Räumen oder Gewinnung von nutzbaren Mineralien, wendet man bis heute noch in derselben Weise Stollen und Schächte an und beschränkt deren Anlage auf den nutzbar kleinsten Raum, so dass ihre Herstellung in der kürzesten Zeit und mit den geringsten Mitteln möglich ist.

Von diesen Stollen und Schächten aus, wird dann die eigentliche Arbeit des unterirdisehen Baues vorgenommen, sei es zur Anlage von Tunnels, Kellereien oder sonstigen Bauten von grösserer oder geringerer Ausdehnung zur Gewinnung nutzbarer Mineralien. Die Stollen und Schächte vermitteln den Verkehr der unterirdischen Anlagen mit der Aussenwelt. —

Ist in einem gebirgigen Terrain eine Lagerstätte nutzbarer Mineralien an der Erdoberfläche aufgeschlossen [erschürft], so wird von einem Punkte eines nahe gelegenen Thales aus, gewöhnlich ein Stollen nach der Lagerstätte getrieben, um dieselbe in einem tiefer gelegenen Punkte unterhalb des Terrains zu erreichen und dadurch auf eine gewisse Höhe das Herausnehmen der Mineralien zu erzielen.

In Figur 1 ist der Durchschnitt eines gebirgigen Terrains für den angegebenen Fall dargestellt. Zwischen den ziemlich steil einfallenden Gebirgschichten ist z. B. eine Schicht nutzbarer Mineralien eingelagert, welche an der Oberfläche *d* aufgedeckt resp. erschürft ist. Man wird hier also möglichst vom tiefsten Punkte *a* des Thales aus einen Stollen *a b* treiben, um die Höhe *b d* zu erzielen, auf welcher in einer besonderen Art

und Weise die Mineralien herausgenommen d. h. gewonnen oder abgebaut werden können.

Wollte man die erschürften Mineralien von der Oberfläche aus nach unten zu herausnehmen, so würde man einestheils wegen des starken

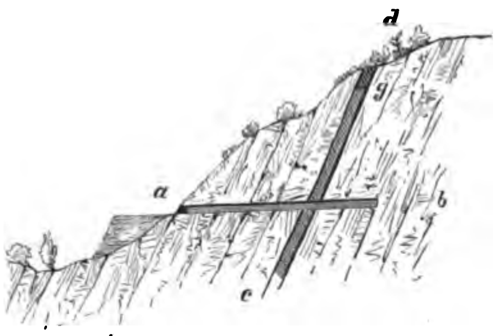


Fig. 1.

Wasserandranges nicht tief in die Erde eindringen können, andererntheils aber auf der Oberfläche des Terrains kostbaren Wald- oder Feldboden zerstören und dafür oft mehr Entschädigung zu leisten haben, als der Nutzen der Gewinnung der Mineralien ausmacht.

Bei der Anlage des Stollens *a b*, wie in der Fig. angegeben, würde jedoch das Stück *b d* der Lagerstätte nicht allein entwässert und der Herausnahme der Mineralien dadurch kein Hinderniss mehr im Wege sein, sondern das oberhalb liegende Terrain bliebe vollständig geschont, wenn man den Theil *g d* der Lagerstätte unberührt liesse und den nach Gewinnung der Mineralien leer bleibenden Raum mit werthlosem Material wieder ausfüllte.

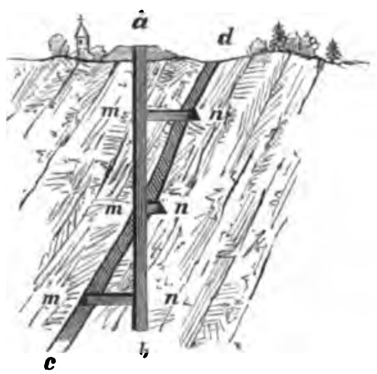


Fig. 2.

Ist das Terrain ziemlich eben, wie in Fig. 2 ersichtlich, so müsste ein Schacht abgeteuft werden, um die nutzbaren Mineralien zu gewinnen. Man teuft den Schacht in diesem Falle nicht unmittelbar auf dem

zu gewinnenden Lager *c d*, sondern etwas seitwärts ab, damit derselbe die Lagerstätte erst in einer gewissen Tiefe durchschneidet; treibt man dann noch vom Schacht aus die Stollen *m n*, so kann auch hier die Schicht der Mineralien in verschiedenen Höhenabschnitten, welche man Etagen nennt, und zwar zu gleicher Zeit gewonnen werden.

Bei Fortsetzung des Schachtes *a b* ist also ein fortwährendes, wenn auch immer schwieriger werdendes Gewinnen resp. Abbauen möglich.

Man sieht aus diesen beiden Beispielen, dass die Anlage der Stollen und deren möglichst rasche und billige Herstellung das Wichtigste bei jeder unterirdischen Bauanlage ist.

Die nachfolgenden Betrachtungen sind ausschliesslich der Ausführung der Stollenbauten gewidmet und sollen desshalb vorerst die hauptsächlichsten technischen Bezeichnungen, welche bei Stollenbauten üblich sind und in der Bergmannsprache sich ausgebildet haben, namhaft gemacht und erläutert werden.

Stollenmundloch heisst der Anfang des Stollens oder die Oeffnung an der Erdoberfläche.

Ortsstoss ist die hintere Seite des Stollens, d. h. diejenige Fläche, welche der Bearbeitung zum Zweck der Fortsetzung des Stollens unterliegt.

Stollentreiben oder Auffahren ist das Vorhaben sowie die Ausführung des Stollenausbaues.

Rechter und Linker Stoss sind die beiden Seiten des Stollens in der Richtung vom Stollenmundloch nach dem Ortsstoss zu.

First ist die obere Fläche und

Sohle die untere Fläche des Stollens.

Die beiden Stösse werden etwas nach der Mitte zu geneigt angelegt wie Fig. 3 zeigt, so dass die First schmäler als die Sohle ist.

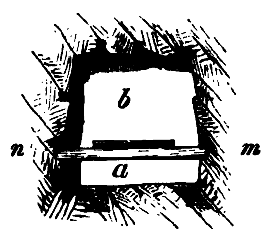


Fig. 3.

Wird der Stollen, Fig. 3, durch Querhölzer *m n* so eingetheilt, dass in dem dadurch gebildeten unteren Raum von geringer Höhe das Wasser frei abfliessen kann, so nennt man diesen Raum *a* die

Wasserseige des Stollens.

Fahrraum heisst der obere Theil *b* und

Tragewerk die Schwellen *m n* nebst den auf diesen liegenden Bohlen

zum Beschreiten des Stollenraumes oder die Schienengeleise zum Befahren desselben mit Wagen.

Sind Stollen auf eine grosse Länge hin anzulegen, so werden meistens von Zeit zu Zeit in einer gewissen Entfernung und da, wo der Stollen nicht sehr tief unter der Erde liegt, kleine Schächte angelegt, um erstens dem Stollen einen freien ungehinderten Durchzug von frischer Luft [guten Wettern] zu verschaffen, und zweitens das Herausschaffen der herausgebrochenen Schuttmassen [Berge] leichter zu bezwecken, und endlich drittens: von diesen Schächten aus nach zwei Richtungen hin das Stollentreiben zu gleicher Zeit in Angriff zu nehmen, sobald der betr. Schacht auf die Tiefe der Stollensohle heruntergebracht [abgeteuft] ist. Man sagt in diesem Fall: mit Ort und Gegenort arbeiten.

Fig. 4 zeigt eine solche Stollenanlage. Auf dem Stollen, welcher in der Richtung *c i* getrieben werden soll, sind die Schächte S und S^1 ab-

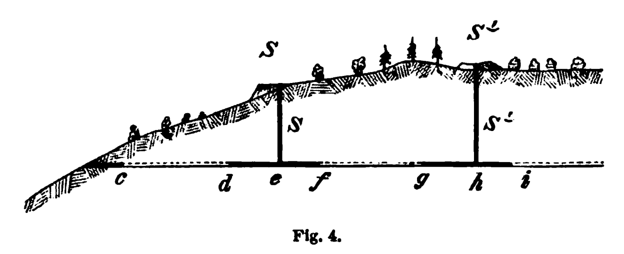


Fig. 4.

geteuft bis zur Sohle des Stollens. Diese Schächte werden auch Lichtlöcher des Stollens genannt.

Wird nun von dem tiefsten Punkte des Lichtschachtes S der Stollen *e d* und *e f* getrieben und ebenso von S^1 die Stollen *g h* und *h i*, so sind *c* und *d e* sowie *e f* und *g h* Gegenörter. Es ist klar, dass die ganze Stollenstrecke in derselben Zeit um das 5fache fortschreitet, als wenn der Stollen nur von *c* aus getrieben würde.

Die Einrichtung mit Ort- und Gegenortbetrieb hat auch namentlich bei grösseren Tunnels, sowie bei Wasserlösungsstollen für grössere Bergwerksreviere in Bezug auf geringere Kosten und kürzere Zeit der Herstellung eine eminent grosse Bedeutung, wie aus dem Inhalt des nachfolgenden Kapitels zu ersehen ist.

Erster Abschnitt.

Von der Eintheilung der Stollenbauten.

Je nach ihrem Zwecke theilt man die Stollenanlagen ein wie folgt:

1. Wasserlösungsstollen.
2. Erbstollen.
3. Förderstollen.
4. Wetterstollen.
5. Richtstollen,
   a. Sohlenstollen,
   b. Firstenstollen.
6. Strecken.
7. Flügelörter.
8. Hülfsstollen.
9. Wasserstollen.
10. Schürfstollen.

1. Wasserlösungsstollen.

Ein Wasserlösungsstollen wird bei ausgedehnten Bergbauten angelegt zum Zweck der Entwässerung der Grubenbauten. In früheren Zeiten wo es noch keine riesenhafte Dampfmaschinen gab, wo man nur mit einfachen Pumpen durch Handbetrieb oder im günstigsten Falle mit Wasserrädern, welche die Pumpen in einem Schachte in Bewegung setzten, die in einem Bau sich sammelnden, nicht sehr beträchtlichen Wasser zu Tage förderte, war es geboten, bei grösseren andringenden Wassermassen an irgend einem tief gelegenen Punkte des nächsten Thales einen Stollen zu treiben, um hierdurch dem, mit den Maschinen gewöhnlicher Art nicht mehr zu bewältigenden Wasser den freien Abzug zu verschaffen.

Diese Stollen wurden gewöhnlich sehr lang und die Arbeiten zur Herstellung derselben erforderten eine lange Reihe von Jahren.

In den meisten Fällen hängt die Prosperität eines Bergwerkes von der natürlichen Wasserlösung ab und man findet häufig in Gegenden, wo viel

Bergbau getrieben wird, dass mehrere Gruben-Eigenthümer sich vereinigten und einen gemeinschaftlichen Stollen zur Wasserlösung anlegten.

Für die Instandhaltung derselben wurden natürlich Verordnungen herausgegeben, die von den Betheiligten streng inne gehalten werden mussten.

In neuerer Zeit hilft man sich sehr oft mit tiefen Schächten, von welchen aus dann Stollen nach den Bergwerken getrieben werden. Auf den betr. Schächten stehen dann riesige Dampfmaschinen zum Emporheben des Wassers und, wenn diese Maschinen nicht ausreichen, werden an einer tiefer gelegenen Stelle neue Schächte abgeteuft, von welchen aus wieder Stollen getrieben werden, die um ein Bedeutendes tiefer liegen, als die vom ersten Schacht getriebenen.

Mehrere solcher Schächte können also gemeinschaftlich die Wasser aus einem Berggebäude entfernen; man combinirt auch mit grossem Vortheil mehrere untereinander liegende Wasserstollenanlagen zum Zweck der Wasserhebung, indem man das Wasser des obersten Stollens als Druckwasser einer Wassersäulenmaschine, Turbine oder eines Wasserrades benutzt, um damit die Pumpen für die tiefer gelegenen Stollen zu betreiben.

Eine solche combinirte Anlage ist am interessantesten und grossartigsten an dem, aus uralten Zeiten stammenden Bergbaubetrieb des Harzes anzutreffen. Dieselbe ist in ihrem kleinsten Theile in der Fig. 5 dargestellt und zeigt das System der eigenartigen und rationellen Wasserwirthschaft auf dem nordwestlichen Oberharz.

In der ersten Zeit des Bergbaues wurden natürlich hier nur kurze Stollen getrieben, etwa aus den nächst gelegenen Thalgründen, um z. B. die Bauten der Grube Caroline zu entwässern. —

Durch andere, mit den Grubenbauen zusammenhängende Schächte [Lichtlöcher] führte man die über Tage in Teichen gesammelten Wasser auf ein grosses Wasserad und nachdem so das Wasser seine Schuldigkeit gethan hatte, floss es durch den zunächst gelegenen Wasserstollen wieder ab. Mit Hülfe dieses Rades wurden Pumpen in Betrieb gesetzt und mit deren Hülfe der Schacht wieder abgeteuft bis zu einer gewissen Tiefe, von welcher aus man Strecken trieb, die mit einem tiefer gelegenen Stollen später in Verbindung, d. h. in der Bergmannssprache durchschlägig, gebracht wurden und erfolgte dann die Wasserlösung durch diesen tiefer liegenden Stollen.

Nun hatte man hierdurch eine grössere Fallhöhe für die über Tage gesammelten Wasser erreicht; man legte dann zwei oder drei Räder übereinander an, oder Wassersäulenmaschinen mit deren Hülfe man wieder unter die Sohle des bereits am tiefsten angelegten Stollens mit dem Schacht herunterging u. s. w. —

In der Fig. 5 sind beispielsweise die verschiedenen Stollensohlen, durch

welche nach und nach die Grube Caroline in einer grösseren Tiefe entwässert wurde, übersichtlich angegeben.

Durch die ober- und unterirdischen Wassermassen bei einem so grossen Gefälle hat man colossale Kräfte beschafft, um die gewaltigsten Motore in Bewegung zu setzen, die wieder aus einer tieferen Strecke, welche durch

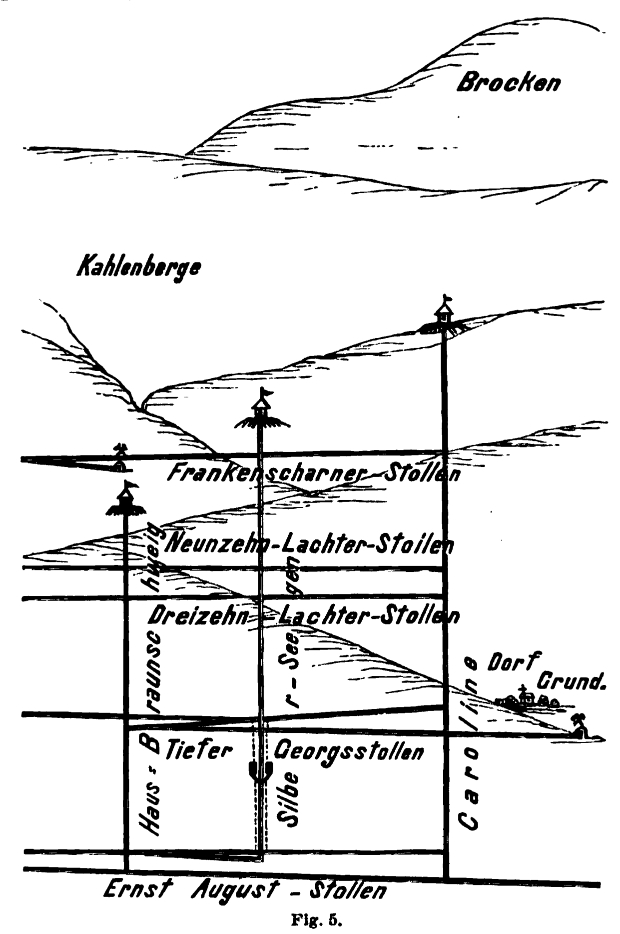


Fig. 5.

einen später zu machenden Stollen keinen Ausgang mehr in's Freie haben kann, die Wasser heraufholen.

Bei dieser Grube, Fig. 5, bei welcher die Öffnung [Hängebank] des Schachtes 612 Meter über dem Spiegel der Nordsee liegt, wurde zuerst eine Wasserlösung durch den Frankenscharner Stollen bewerkstelligt. Derselbe liegt 38 Lachter tiefer als die Hängebank des Schachtes. Der Stollen wurde in der Mitte des sechszehnten Jahrhunderts angelegt.

Dann wurde der Neuzehnlachter-Stollen getrieben, welcher 60 Lachter Teufe einbrachte. Derselbe ist 1535 in Angriff genommen. Hierauf folgte der Dreizehnlachter-Stollen welcher 73 Lachter Teufe einbringt.

Dieser Stollen ist der älteste und hat die ansehnliche Länge von 4630 Lachter.

Hierauf folgt der im Jahr 1777 begonnene und 1799 beendete Tiefe-Georgs-Stollen, welcher bei einer Länge von 5481 Lachter 149 Lachter Teufe einbringt und auf diesen der tiefste und längste Stollen, der sogen. Ernst-August-Stollen, mit dem Einbringen von 204 Lachter Teufe. Sein Ausgang liegt 646 Fuss über dem Spiegel der Nordsee und seine Länge beträgt 11819 Lachter = 3 Meilen. Derselbe ist in dem kurzen Zeitraum von 13 Jahren hergestellt.

Es ist ganz natürlich, dass diese Stollen nicht von einem Punkte aus auf diese Länge getrieben sind, sondern man hat von verschiedenen in der Nähe liegenden Grubenbauten aus Strecken getrieben in der Richtung des Stollens, um zu derselben Zeit an dem Werke mit zu helfen und dadurch die Dauer der Herstellung abzukürzen; so ist z. B. der Ernst-August-Stollen von 10 Punkten aus mit 9. Gegenörtern betrieben, wenn auch nicht immer gleichzeitig. — Selbstverständlich hat auch dieser Stollen wie die meisten andern nicht eine durchgehende gerade Richtung oder stetige Curve, sondern seine Horizontalprojection stellt eine gebrochene Linie dar, jenachdem die übrigen in der Nähe befindlichen Grubenbauten resp. Strecken ihre Lage hatten und und die abweichende Richtung des Stollens hierdurch bedingten.

Da die Wasserabflussstollen nicht auf kurze Zeitdauer angelegt werden, sondern bei namhaften Bergbauten Jahrhunderte lang im Gebrauch sind, so wählt man zur Sicherstellung derselben immer eine solide Ausmauerung von guten festgebrannten Ziegeln [Klinker] oder, der Verwitterung trotzendem Steinmaterial.

Da, wo das Gebirge standhaft ist, lässt man die Stollen auch ohne Mauerung stehn, wenn auch einige kleinere Partieen sich mit der Zeit vom Gebirge loslösen; nur muss man dafür sorgen, dass kein Bruch entsteht. Wo dies zu befürchten ist, muss eine solide Ausmauerung stattfinden.

Die Dimensionen d. h. der Querschnitt des Stollens wechselt zwischen 7—10 qm, jenachdem die Wassermenge, welche hindurch geleitet werden soll, gering oder bedeutend ist.

Es giebt wohl auch Wasserlösungsstollen, welche ausnahmsweise grössern Querschnitt haben, jedoch ist hierbei der Zweck einer Schifffahrt zum Transport der gewonnenen Materialien mit verbunden.

Das Gefälle ist im Geringsten 1 : 1000, gewöhnlich nimmt man 1 : 600.

Die Sohle resp. die Wasserseige wird zur bessern Durchführung des Wassers ausgemauert. — Dies ist namentlich erforderlich in der Nähe von Grubenbauten, welche tiefer als der Wasserlösungstollen selbst liegen, weil durch Klüfte und Spalten im Gebirge das Wasser wieder in die Teufe dringt und die Arbeiten in den tiefer gelegenen Bauten erschwert oder gar unmöglich macht.

Ein Verletten der Sohle und darauf angebrachtes Holzgerinne ist in diesem Fall als provisorische Anlage ebenfalls zweckmässig. — Man reinigt vorerst die Sohle von allem losen Material, was sich vorfindet und stampft dann festen zähen Letten hinein, damit alle Klüfte und Spalten in dem Gestein fest verkittet werden. Hierauf legt man einen Bohlenbelag über den Letten oder besser noch ein trogförmig gebautes Gerinne, damit der Letten nicht vom überfliessenden Wasser weg gespült wird.

In vielen Fällen werden in einem Wasserlösungsstollen in geringeren Zwischenräumen grössere, tiefe Löcher, sog. Sumpf- oder Schlammkasten heraus genommen, in welchen sich die erdigen Theile oder Sand und Kies aus dem Wasser absetzen können.

Von Zeit zu Zeit werden diese Schlammkasten dann gereinigt.

2. Erbstollen.

Mit diesem Namen bezeichnet man Stollen, welche nach dem alten Berggesetz besondere Berechtigungen erhielten und dafür eine Minimaltiefe unter der Oberfläche einbringen mussten. Sie dienen hauptsächlich zur Wasserlösung von verschiedenen Grubenrevieren und werden desshalb auch Revierstollen genannt. Es gilt für sie, was Gefällsanlage, Dimensionen etc. betrifft, dasselbe, was im vorigen Kapitel über die Wasserlösungsstollen gesagt worden. Wasserlösungsstollen können Erbstollen und umgekehrt, Erbstollen Wasserlösungsstollen sein. In einer alten Bergbaukunde vom Jahr 1743 heisst es: „Der Tiefste Erbstolle“ ist bei einem vollkommenen Berggebäude das vornehmste Stück und derjenige Schlüssel wodurch gleichsam das gantze Gebürge eines solchen Werkes aufgeschlossen und die Gänge der Metallen darinnen entdecket werden, wodurch man auf einem solchen Werke die Gewässer benehmen und gute Witterung schaffen kann u. s. w. —“

3. Förderstollen.

Ein Förderstollen ist der, welcher bei grösseren Bergbauten zum Herausbefördern der gewonnenen nutzbaren Mineralien und der Ausbruchsmasse dient. Es ist von vorn herein Bedingung, dass derselbe so kurz wie möglich ausfällt, um die Förderung nicht zu vertheuern. Sehr häufig kommt es vor, dass für ein Bergwerk die Anlage einer Abfuhrstrasse in irgend

einem Thale maassgebend für die Anlage eines in das Thal mündenden Förderstollens ist.

Ein Förderstollen ist an kein bestimmtes Gefälle gebunden. Die Neigung desselben ist entweder steigend oder fallend, jenachdem der Stollen Gefälle oder Steigung vom Anfangspunkt in den Bauten nach dem Ausgangspunkte über Tage zu hat. Bei Anlage eines solchen Stollens ist natürlich wegen der theuren Förderung wohl darauf Rücksicht zu nehmen, dass derselbe in der Richtung, in welcher die Förderung statt findet, wenn möglich Gefälle erhält.

Bei einem mässigen Gefälle nach dem Ausgangspunkt werden Fördergefässe mit Bremsen versehen, angewendet, jedoch darf das Gefälle nicht zu stark sein, damit die leeren Fördergefässe bequem durch Arbeiter wieder zurückgeschoben werden können. — Ist das Gefälle sehr stark, so nimmt man gewöhnlich seine Hülfe zu einer sog. Bremsberganlage, wie solche im Kapitel „Förderung“ näher erläutert werden wird.

Bei Steigung des Förderstollens nach dem Ausgang zu muss an diesem ein Motor aufgestellt werden, welcher die Fördergefässe heraufzieht. Auch diese Einrichtung soll in dem erwähnten Kapitel näher besprochen werden.

Bei grösseren Tunnelanlagen, welche z. B. eine hervorstehende Bergnase durchtunneln werden häufig, um den, dem Tunnelbau vorausgehenden Stollen [Richtstollen] sehr rasch voranzutreiben, von der Seitenwand der Bergnase kleinere Stollen getrieben und zwar annähernd senkrecht auf die Tunnelaxe.

Mit Hülfe dieser Stollen kann man nicht allein, wie früher erwähnt, mit Ort und Gegenort arbeiten, sondern auch die ausgebrochenen Schuttmassen werden durch dieselben billiger und rascher herausgefördert, als wenn man dieselbe durch den Tunnelbau hindurch zu transportiren hat

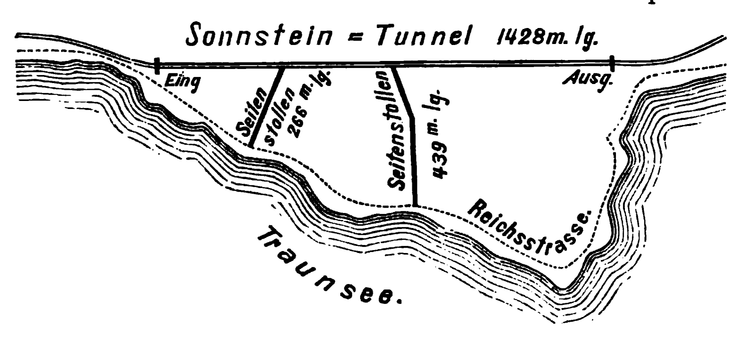


Fig. 6.

und wobei der Verkehr mit dem in den Tunnel hinein zu transportirenden Mauermaterial und Holz wesentlich gestört wird.

Eine solche Stollenanlage wird gewöhnlich als Seitenstollen bezeichnet.

In Figur 6 ist die Anlage solcher Seitenstollen für den Tunnel durch den Sonnstein skizzirt. Beide Stollen wurden nicht allein zum Herausfördern des gesammten Ausbruchsmaterials, sondern auch zum Transport der Mauersteine in den Tunnel verwendet. Wenn auch die Länge nicht unbedeutend ist, so ist doch der Vortheil solcher Stollen zu sehr in die Augen springend, indem dieselben nicht allein zur Förderung, sondern auch zur Wetterzuführung mit Erfolg dienen.

Die Schuttmassen, welche aus diesem Stollen herausgefördert wurden, schüttete man einfach in den Trauensee hinein, da die Stollenmundlöcher unmittelbar am Ufer des See's angesetzt waren. Für das Beladen der Wagen mit Mauersteinen wurde eine besondere Aufzugsvorrichtung hergestellt.

4. Wetterstollen.

Ein solcher Stollen dient dazu, einem unterirdischen Bau frische Luft zu verschaffen. Dieselben kommen hauptsächlich beim Braun- und Steinkohlenbergbau vor und zwar da, wo es die Terrainverhältnisse gestatten. — Man sucht sie möglichst kurz und ohne viele Krümmungen anzulegen, damit die Luft ohne Widerstand hindurchziehen kann; auch müssen dieselben immer mit starkem Ansteigen gegen den Ausgang an der Oberfläche des Gebirges hingetrieben werden, damit sie in ihrer Wirkung als schräg liegende Schornsteine zu betrachten sind.

Die Wetterstollen sind insofern von untergeordneter Bedeutung, als sie nur die Concurrenz mit dem Wetterschacht bestehen, also möglichst kurz werden. — In den meisten Fällen wird man um Wetterzug hervorzubringen, eher Schächte auf die Grubenbaue abteufen, da diese doch für den rascheren Luftzug bedeutend zweckmässiger sind.

5. Richtstollen.

Diese Stollen kommen nur bei Tunnelbauten vor und die Bezeichnung Richtstollen ist desshalb richtig gewählt, weil jedem zu erbauenden Tunnel ein Stollen vorausgetrieben und mit diesem die Richtung und Höhenlage für den Tunnel bestimmt wird.

Durch die Anlage und Ausführung des Richtstollens wird Bauart, Dauer des Baues und Kostspieligkeit des Tunnels bestimmt. Der Richtstollen giebt auch Aufschluss über die Gebirgs und Wasserverhältnisse, ob druckreiches oder weniger druckreiches Gebirge zu erwarten ist, wonach sich also die Stärke der Tunnelmauerung und die Art des Ausbaues richtet.

Ein gut anzulegender billiger Tunnelbau, der nicht viel Opfer an Zeit, Geld und Menschen kosten soll, verlangt das rasche Vortreiben des Richt-

stollens denn sobald derselbe durchgetrieben ist, wird für den Bau die unentbehrliche natürliche Luftcirculation hergestellt und der Förderung der ausgesprengten Massen sowie der zur Verwendung kommenden Mauermaterialien steht dann kein Hinderniss mehr im Wege; auch wird das Gebirge entwässert und dadurch namentlich bei weichem thonig-sandigen Gebirge die einzige Möglichkeit zur Ausführung der Tunnelarbeiten gegeben.

Der rasch vorangetriebene Richtstollen gestattet mehrere Angriffspunkte zur Ausweitung und Ausmauerung des Tunnels, so dass bei langen Tunnels mit kurz bemessener Bauzeit das rasche Vortreiben des Stollens eine Lebensfrage ist. Derselbe ist gleichsam die Seele des Tunnels und auf die Entwickelung eines solchen Stollenbetriebes ist die Aufmerksamkeit des Tunnel-Ingenieurs gerichtet.

Die grossartigen Leistungen in der Construction von Bohrapparaten, Ventilatoren etc. sind zum Zweck des Richtstollenbetriebes bei grösseren Tunnels hervorgerufen worden. Die Bergwerke hätten sich nie des Besitzes so vollkommen ausgeführter Bohrmaschienen zu erfreuen gehabt, wenn nicht der Richtstollen langer Tunnels dem Techniker die Aufgabe gestellt hätte auf dem möglichst schnellsten Wege vorwärts zu kommen. — Jeder Bohrmaschinenbetrieb, welcher nur einige Zehntel Meter pro Tag mehr leistet, wird als willkommene Neuerung eingeführt und in Verwendung gebracht. Alle nur erdenklichen Schwierigkeiten bei Anlage von Betriebsmaschinen kommen beim Betrieb des Richstollens langer Tunnels vor.

Durch die Art und Weise wie die Arbeiten zum Zweck des Ausbruches des vollen Profils und der Anlage der Mauerung vorgenommen werden, haben sich verschiedene Bausysteme gebildet, welche sehr oft eine verschiedenartige Anlage des Richtstollens bestimmen.

So kommt es vor, dass derselbe am oberen Theil des Tunnels, der First desselben, getrieben werden muss, um von hier aus die allmälige Erweiterung nach unten vornehmen zu können. Man nennt dann diesen Richtstollen Firstenstollen. Wird jedoch der Richtstollen unten auf der Sohle des Tunnels getrieben, so heisst er Sohlenstollen.

Der Richtstollen kann also in einem Fall zugleich Firststollen und im andern Falle Sohlenstollen sein und man sagt dann, dass der Richtstollen als First oder Sohlenstollen getrieben wird. Ist letzteres der Fall, so muss der Vertrieb eines Firststollens nachträglich geschehen und ist diese Arbeit dann eine nebensächliche geworden.

Ob es vortheilhaft ist, den Richtstollen als First- oder Sohlenstollen zu treiben, kann hier nicht näher erörtert werden, denn es muss, um diese Frage zu erörtern, eine Betrachtung der verschiedenen Bauarten des Tunnels vorausgehen. — Den Querschnitt der Richtstollen nimmt man am besten zwischen 7—10 Quadrat Meter. Bei Tunnelbauten müssen zum Fördern der Ausbruchsmassen und Hereinschaffen von Mauermaterial ganz

besonders grosse Fördergefässe in Gebrauch genommen werden und da dieselben zugleich zum Vertrieb des Richtstollens dienen um die Geleise und Wagen auch gleichzeitig bei den übrigen Arbeiten gebrauchen zu können, so muss der Querschnitt des Stollens schon ziemlich gross genommen werden. Eine besondere Fördereinrichtung für den Richtstollen, welche mit der übrigen Fördereinrichtnug nicht harmonirt, ist durchaus nicht empfehlenswerth. Dieselbe kann nur bei Firststollenbetrieb vorkommen, wenn ein Umladen der Schuttmassen aus dem Firststollen stattfindet, was jedesmal in dem nachfolgenden vollen Profil bewerkstelligt werden kann.

Der Richtstollen hat, wie auch der Tunnel selbst, nach zwei Thalseiten hin seinen Ausgang. Er wird nicht allein von zwei Ausgängen d. h. den beiden Mundlöchern aus getrieben, es kommt auch häufig hier die Anordnung der Lichtlöcher, oder wenn das Terrain günstig, Seitenstollen, wie solche bei dem Absatz „Förderstollen“ erwähnt sind, vor.

Bei Tunnels durch mässig hohe Bergrücken empfehlen sich die Anlagen von Lichtlöchern, da diese für den Bau des Tunnels sich als natürliche Wetterzugsvorrichtungen vortrefflich bewähren. Bei langen Tunnels muss man unter allen Umständen die Anlage von Lichtlöchern zu erreichen suchen, damit nicht allein von diesen aus mit Ort und Gegenort gearbeitet und dadurch die Bauzeit des Richtstollens und Tunnels abgekürzt wird, sondern auch zur Wettercirculation sind selbige nöthig; auch hat man bei druckreichem Gebirge gern mehrere Oeffnungen in dem zu durch tunnelnden Berge für den Fall eines Zusammenbruches der Tunnelausweitung, da sich hierdurch die durch den Bruch von Aussen abgesperrten Arbeiter retten können.

Wie in dem vorigen Absatz über Wasserlösungsstollen erwähnt, ist die Ausführung des Ernst-August-Stollen's am Harz, ein bergmännisches Riesenwerk, in so kurzer Zeit nur dadurch möglich geworden, dass man die Arbeiten von 10 Arbeitsstellen aus, von Schächten, die zugleich als Lichtlöcher dienten, mit Ort und Gegenort betrieben hat. —

Sehr häufig benutzt man bei einem Tunnel tief einschneidende Thalgründe des zu durchtunnelnden Gebirges zur Anlage von Lichtlöchern oder von unter einem Winkel einfallenden flach gehenden Stollen nach dem Tunnel hin; entweder direct von der Linie oberhalb oder von der Seite ausgehend.

Bei senkrechten Schächten resp. Lichtlöchern muss der Ansatzpunkt immer auf der Linie oder wenigstens nahe bei derselben gesucht werden; bei flachgehenden Stellen sucht man die passendste Stelle in der Schlucht aus und giebt dann dem Stollen die Richtung, welche aus dem Suchen nach dem kürzesten Weg zur Tunnellinie resultirt. Ist das Gefälle dieser flachgehenden Stollen steiler als 1 : 2 so nennt man auch diese Anlagen

in der Bergmannssprache „tonnlägige Schächte“ im Gegensatz zu den senkrechten oder „seigeren“ Schächten.

In der Figur 7 ist ein Beispiel skizzirt; bei *b*, würde man unter gewöhnlichen Verhältnissen ein Lichtloch oder Schacht auf die Tunnelstrecke *a c* abteufen. Der Tunnel könnte dann von 3 Seiten in Angriff genommen

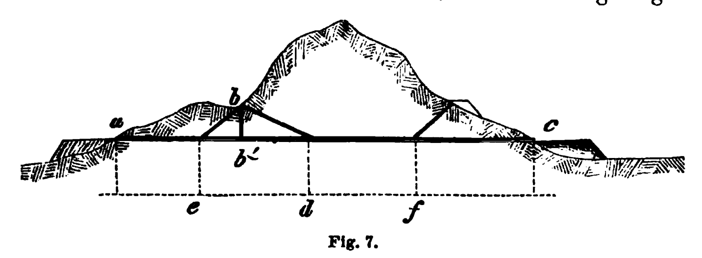


Fig. 7.

werden, sobald der Schacht auf der Sohle angekommen ist. Dieser Vortheil würde aber bald aufhören, da die Arbeit von *a* aus bald mit der von b^1 durchschlägig wäre und für die lange Strecke $b^1 c$ würden dann nur noch 2 Angriffspunkte existiren. Viel besser gestaltete sich die Arbeit, wenn von *b* aus ein tonnlägiger Schacht *b d* getrieben würde, da man von hier aus den ganzen Tunnel so ziemlich in 2 Theile getheilt und den Vortheil von 3 Angriffspunkten bis zur Beendigung der Arbeiten haben würde.

Noch besser wäre es für das rasche Vortreiben der Arbeiten, wenn die tonnlägigen Schächte nach *e*, *d* und *f* getrieben würden; man hätte dann 5 ziemlich gleichmässig weit entfernte Angriffspunkte. Noch ist zu bemerken, dass auf flach fallenden Stollen oder tonnlägigen Schächten die Maschinenanlage zum Aufziehen der Schuttmassen [Berge] viel geringer sein kann, als bei senkrechten Schächten.

Sehr häufig benutzt man auch diese Schächte zum Transport von Mauermaterial in den Tunnel und zwar von Gewinnungsstellen, welche in der Nähe der Schachtöffnungen liegen. So wurde eine solche Anlage am

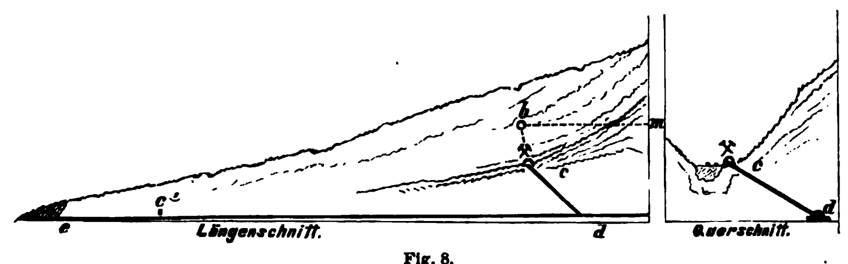


Fig. 8.

Brandleite-Tunnel in Thüringen in dreifacher Weise mit Vortheil benutzt. Die Verhältnisse derselben gehen aus Fig. 8 hervor. —

Die Tunnelröhre ist mit *e d* bezeichnet; *c d* ist ein im Seitenthal angelegter flacher Stollen von ca. 137 m Länge. Der Vortrieb des Richt-

stollens von *e* aus konnte erst im Monat April 1881 geschehen, da bis dahin der Voreinschnitt, d. h. die in der Figur schraffirt angegebenen Erd- und Felsmassen, erst herausgehoben werden mussten. Im Monat November 1880 begann man den flachen Seitenstollen *c d* und erreichte mit demselben die Sohle des Tunnels im Juni 1881. Zu gleicher Zeit war der Richtstollen von *e* aus 165 m weit bis c^1 vorgetrieben; es begann nun die Arbeit von 2 Orten c^1 und *d* zu gleicher Zeit. Ferner wurden in der Nähe Steinbrüche etablirt, welche ein sehr gutes Material lieferten, welches dann auf einer Transportbahn *b m* vermittelst des Bremsberges in *b* nach dem Stollen *c d* gefördert wurde.

Auf der Strecke *c d* konnte man also operiren ohne von dem zeitraubenden Transport des Mauermaterials in den Tunnel hinein gehindert zu sein. Einiges Material kam auch von *e* aus in den Tunnel.

Dieser Seitenstollen, welcher zugleich 56 m senkrechte [seigere] Tiefe einbringt, dient dem Tunnel während des Baues sowohl als auch später beim Betriebe als ausgezeichnete natürliche Wettercirculation.

6. Querschläge und Grundstrecken.

In Terrains wo keine Stollen mit Vortheil anzulegen sind, weil weder tiefer gelegene Thalgründe vorhanden, noch die Möglichkeit gegeben ist, bei einigermaassen entsprechender Bauzeit von entfernt liegenden Thälern mit Vortheil einen Stollen zu treiben, legt man Schächte an, um von diesen aus über einander in verschiedenen Abständen, wie es bei Fig. 2 skizzirt ist, Stollen nach der zu gewinnenden Lagerstätte *c d* von nutzbaren Mineralien zu treiben und diese werden dann Querschläge genannt. Ist der Querschlag auf der Lagerstätte angekommen, so wird ein Stollen auf derselben mit geringem Ansteigen, fast söhlig fortgetrieben und zwar nach beiden Richtungen hin, soweit als sich die Lagerstätte oder die Berechtigung zur Gewinnung der Mineralien erstreckt. Man nennt dann diese Strecken Grundstrecken, Sohlen- Läufe- oder Gezeugstrecken.

Durch diese hier beschriebenen Anlagen, wird die Lagerstätte in verschiedene Etagen getheilt, um die Gewinnung der Mineralien theils zu erleichtern theils durch den gleichzeitigen Abbau [d. h. Gewinnung] in verschiedenen Etagen zu forciren. Aus diesem Grund werden den Querschlägen oft grössere Dimensionen gegeben, als den eigentlichen Stollen, namentlich auf den Steinkohlenbergwerken, wo eine bedeutende Förderung viel Raum einnehmender Massen durch dieselben stattfindet. Man richtet die Querschläge sehr oft zweispurig ein und giebt ihnen ein grösseres Gefälle als bei den Stollen üblich.

Die Querschläge werden häufig ausgemauert oder doch wenigstens mit einer soliden Verzimmerung versehen, ebenso die Grundstrecken, in-

sofern sie später als Wetterstrecken für die nach der Tiefe zu folgenden Bauten dienen. Hierauf muss von vorn herein Rücksicht genommen werden.

7. Flügelörter.

Dies sind ebenfalls Stollen, welche von einem Hauptstollen seitlich nach irgend einem benachbarten Grubenbau getrieben werden. — Die gelösten Wasser der Nachbargrube gehen dann also durch den Hauptstollen ab. — Dimensionen, Gefälle und Sicherstellung durch Einbau oder Mauerung bei diesen Flügelörtern ist gerade so wie bei den Hauptstollen.

8. Hülfsstollen.

Diese Stollen findet man nur bei Grubenbauten, in welchen eine lebhafte Förderung stattfindet und zwar als Förderstollen bei geringer Länge. Dieselben sind mehr als Nebenanlage zu betrachten.

9. Wasserstollen.

Dies sind Stollenanlagen von untergeordneter Bedeutung und dienen nur zur Erschrotung von Wasserquellen; sie werden häufig ausgeführt, um klares Trinkwasser zu erhalten, wie solches für die Wasserversorgung der Stadt Wien hoch oben in den Steier'schen Alpen geschehen ist. Von einer bedeutenden Länge kann bei diesen Stollen nicht die Rede sein, da sie nur die, an der Oberfläche der Gebirge vorhandenen Wasserklüfte aufzuschliessen haben.

10. Schürfstollen.

Diese Stollen sind nur als Nebenanlage zu betrachten und ebenfalls von geringer Bedeutung. Um bei einer aufgefundenen Lagerstätte in Bezug auf deren Mächtigkeit und Art der Lagerung sich den nöthigen Aufschluss zu verschaffen, wird nahe unter der Terrainoberfläche ein Stollen getrieben, mit welchem man die Lagerstätte gewöhnlich quer durchfährt. Die Dimensionen werden desshalb so klein als möglich genommen. — Auch kommt es vor, dass man in einem Terrain durch Gesteinsarten auf das Vorhandensein nutzbarer Mineralien schliesst und dann einen kleinen Stollen treibt, um solche zu erschürfen. Diese Stollen sind also Schürfstollen.

Im Allgemeinen ist über Stollenanlagen noch Folgendes zu sagen: Bei Wasserlösungsstollen, die eine grössere Länge haben, ist es vortheilhaft, sich vorerst eine genaue Kenntniss der Gebirgsverhältnisse zu verschaffen, damit die Arbeiten zur Herstellung des Stollens in Bezug auf Billigkeit und Schnelligkeit mit grösserem Vortheil vorgenommen werden können. Man wird diejenigen Stollen, welche ein mildes Gebirge erwarten lassen,

denen vorziehen, welche durch hartes Gestein führen. Kosten der Herstellung und die Länge bei verschiedenen Richtungen lassen sich leicht vergleichen, um das richtige herauszufinden.

Bei Querschlägen gilt nur der Grundsatz, die Lagerebene der zu gewinnenden nutzbaren Mineralien so rasch als möglich zu erreichen und bei Grundstrecken ist hauptsächlich zu berücksichtigen, dass dieselben nicht in der Lagerebene selbst, sondern im Nebengestein aufgefahren werden, so dass die abzubauende Lagerstätte nur in einem Stoss sichtbar ist, damit die Grundstrecke durch die Herausnahme der Lagerstätte erhalten bleibt für die Folge. Gewöhnlich wird die Hälfte der Grundstrecke im Nebengestein und die andere Hälfte in der abzubauenden Lagerstätte getrieben.

Tabelle I.

Laufende Nummer	Namen der Stollenanlagen	Querschnitt qm	Dimensionen mittlere Höhe m	Dimensionen mittlere Weite m	Art der Geleise-Anlagen	Gefälle	Bemerkungen
1	Hauptförderstollen auf den Steinkohlengruben zu Saarbrücken	4,4 bis 4,8	2	2,2 bis 2,4	doppelt-spurig	1:1600	für Menschen-förderung
2	Dieselben	5,17bis 5,64	2,35	—	doppelt-spurig	—	für Pferdeförderung
3	Froschmühlenstollen im Mansfeldischen	3,06	2,354	1,3	—	12 bis 18 mm auf 100 m	—
4	Reinhold Forster, Erbstollen im Siegenschen	4,65	3,295	1,412	doppelt-spurig	—	1,255 m der Höhe kommt auf die Wasserseige
5	Rothschönberger Stollen bei Freiberg	9,86	3,14	3,14	—	—	—
6	Ernst August-Stollen am Harz	5,03	2,746	1,83	—	67 mm auf 100 m	—
7	Richtstollen des Arlberg-Tunnels	7,00	—	—	—	—	—
8	Richtstollen des Kaiser Wilhelm-Tunnels	9,45	2,7	3,5	normal-spurig	—	Pferdeförderung
9	Richtstollen des Ochsenkopf-Tunnels	6,25bis 8,10	2,5 bis 2,7	2,5 bis 3,0	70 cm Spurweite	—	Menschenförderung

Die Formen der Stollen, Grundstrecken und Querschläge sind sehr verschieden, nähern sich aber alle der Trapezform, so dass die Firste immer viel schmäler ist, als die Sohle. — Zuweilen jenachdem das Gestein fest oder nicht fest ist, wird die First bogenförmig ausgearbeitet. Ein Hauptaugenmerk bei Stollenanlagen muss auf die Ausarbeitung der Sohle verwendet werden. Dieselbe muss ziemlich glatt gearbeitet sein, damit das darüber hinfliessende Wasser keine Widerstände findet; auch muss der nöthige Raum zwischen der eigentlichen Sohle und dem Laufwerk, die Wasserseige gross genug sein zur Durchleitung der erforderlichen Wassermasse. — Endlich muss die Sohle ein gleichmässiges Ansteigen resp. Gefälle haben, damit sich nicht Sand und Gerölle da in Masse absetzen, wo stärkeres Gefälle in schwächeres übergeht, wodurch die Wasserseige leicht zugeschlemmt wird.

Bei Richtstollen für Tunnels ist das Gefälle durch die Gradiente des Tunnels bestimmt; es kommen auch hier Abweichungen vor, die aber nur insofern gestattet sind, als sie den späteren Ausbau des Tunnels nicht alteriren.

In vorstehender Tabelle sind die üblichen Dimensionen und das Gefälle von ausgeführten Stollen und Strecken übersichtlich zusammengestellt.

Zweiter Abschnitt.

Von den Herstellungsarbeiten.

Die zur Herstellung eines Stollens erforderlichen Arbeiten, lassen sich in nachfolgende Gruppen eintheilen:

1. Bergmännische Gewinnungsarbeiten d. h. diejenigen Arbeiten, welche zur Gewinnung des Materials beim Vortreiben eines Stollens erforderlich sind und

2. Befestigungsarbeiten d. h. diejenigen Arbeiten, welche zur Sicherung und Befestigung des hergestellten Stollenraumes dienen.

Bevor diese weiter betrachtet werden, sollen noch einige Erklärungen von Kunstausdrücken hier Platz finden.

Schicht, eine mehr oder minder starke, durch zwei annähernd parallele Flächen getrennte Gesteinsmasse, die durch allmähliches Absetzen aus dem Wasser entsteht. Die Stärke wird ihre Mächtigkeit genannt und die Stellung, welche verschiedene Schichten untereinander haben, heisst: ihre Lagerung. Dieselbe ist entweder parallel, übergreifend, mantelförmig, sattelförmig, muldenförmig oder unterbrochen u. s. w.

Dasjenige Gestein, welches über einer Schicht *a* liegt, nennt man das Hangende und dasjenige, welches unter der Schicht *a* liegt, das Liegende derselben. Geht eine Schicht bis zur Oberfläche des Terrains und wird sichtbar, so nennt man die sichtbare Masse das Ausgehende der Schicht *a*.

Streichen der Gebirgsschichten nennt man die Richtung, welche irgend eine Horizontale, die in der Begrenzungsebene einer Schicht liegt, hat.

Einfallen der Gebirgsschichten ist derjenige Winkel, welchen eine senkrecht zur Streichungslinie in der Schichtfläche liegende Linie gegen den Horizont macht.

Die Gebirgsschichten sind nicht immer zusammenhängend, sondern durch zahllose Klüfte, Risse und Sprünge zertheilt. Hierdurch haben sich nachfolgende Bezeichnungen gebildet:

Ganzes Gebirge, solches, welches seinen Zusammenhang erhalten hat.

Zerklüftetes Gebirge, solches, welches durch Spalten und Risse nach den verschiedensten Richtungen hin, zertheilt ist.

Gebräches Gebirge, solches, welches durch die Zerklüftung eine Verwitterung erfahren hat und bei Anlage eines unterirdischen Baues sorgfältig durch Zimmerung unterstützt werden muss, damit dasselbe nicht hereinbricht.

Loses Gebirge, Erde und Sand; dasselbe muss ebenfalls gut unterstützt werden.

Schwimmendes Gebirge, Sand und Thon mit Wasser gesättigt. Dasselbe erfordert bei Anlage unterirdischer Bauten eine ganz kunstvolle Verzimmerung und sind diese Arbeiten die schwierigsten, welche bei Stollenbauten vorkommen.

Mildes Gebirge, solches, das sich durch gewöhnliche Instrumente, Keilhaue, Brecheisen u. s. w. bearbeiten lässt.

Festes Gebirge, solches, das sich nur mittelst Sprengarbeit gewinnen lässt.

Zu Bruch gehen, hiermit bezeichnet man das Zusammenstürzen eines unterirdischen Baues, sei die Ursache, welche sie wolle.

Aufwältigen, der Inbegriff aller derjenigen Arbeiten, welche ein zu Bruch gegangener unterirdischer Bau erfordert, um denselben wieder frei und fahrbar zu machen.

1. Bergmännische Gewinnungsarbeiten.

Diese umfassen die Gesammtarbeiten zur eigentlichen Herstellung des Stollens, ohne auf Befestigung desselben und die erforderlichen Nebenarbeiten Rücksicht zu nehmen. Die Gewinnungsarbeiten lassen sich wiederum in drei verschiedenen Abtheilungen behandeln und zwar:

a) Die Gewinnung von losem und gebrächem Gebirge.

b) Die Gewinnung von festem Gebirge durch Bohr- und Sprengarbeit.

c) Die Wegfüllarbeit, d. h. das Beseitigen der gewonnenen Gebirgsmassen ohne Rücksicht auf die Anlage zum Transport derselben auf eine grössere Entfernung. Diese letztere Arbeit gehört zum Kapitel Förderung.

a) Die Gewinnung von losem und gebrächem Gebirge.

Die Gewinnung von losem und gebrächem Gebirge geschieht bei mehr oder weniger festem Sand oder Lehmboden, Thonboden, Erde und Gerölle durch die einfachsten, fast überall gebräuchlichen Instrumente, die Rodhaue und die Kreuzhaue. Die Rodhaue Fig. 9 wird gewöhnlich aus Eisen gefertigt. Das Blatt d. h. derjenige Theil des Instrumentes, welcher die eigentliche Lostrennung des Gebirges bewirkt, hat einen rechteckigen

Querschnitt, der sich nach dem Ende zu in eine gut verstählte Schneide verflacht. Der hintere Theil besteht aus dem sogen. Oehre oder Oese, in welchem der Stiel befestigt und der meistens rund angefertigt wird; der Stiel, welcher in ein länglich ovales Oehr passt, ist indessen viel haltbarer und bei hebelartiger Benutzung der Rodhaue stabiler.

Das Blatt mit der Schneide ist gekrümmt nach dem Radius, welcher seinen Mittelpunkt im Ellenbogengelenk des, die Rodhaue schwingenden Arbeiters hat. Das Gewicht derselben beträgt ca. 3 kg.



Fig. 9. Fig. 10.

Besteht die zu lösende Masse aus mehr oder weniger Gerölle, so wird die Kreuzhaue Fig. 10 angewendet, das ist eine Rodhaue, welche an der entgegengesetzten Seite des Blattes eine Spitze hat, also eine Combination von einer Rodhaue und der nachfolgend beschriebenen Keilhaue ist.

Beim Vortrieb eines Stollens im sogen. gebrächen Gebirge d. h. Felsen, der verwittert ist, oder soviel Lösungen und Klüfte hat, dass Sprengarbeiten vorzunehmen unnöthig erscheint, werden die Keilhaue, der Steinkeil, die Fimmel und das Brecheisen gebraucht. Mit diesen Instrumenten wird, wie in Fig. 11 dargestellt ist, eine nach vorn gehende Erweiterung des ange-



Fig. 11.

fangenen Stollens um 0,3 bis 0,4 Meter, entweder in der Sohle oder in der First vorgenommen, jenachdem das Einfallen der Gebirgsschichten ist oder Klüfte und Ablösungen sich zeigen. Bei der vorstehenden Figur ist das Gestein vorerst auf der Sohle fortgenommen, um die höher gelegenen Schichten nachtreiben zu können.

Durch den Raum *a*, welcher auch Einbruch genannt wird, ist dem

oberen Gebirge der Halt genommen und muss dasselbe, sobald in *b* ein Keil angesetzt und hineingetrieben wird, abbrechen.

Der hierbei zu verwendende Keil Fig. 12 ist ein ca. 20 cm langes, 5 cm breites, 1,5 kg schweres pyramidales Eisen, welches am Kopf und an der Schneide gut verstählt ist. Zum Hereintreiben des Keils wird gewöhnlich ein ca. 8 kg schwerer Hammer benutzt Fig. 13, der eine quadratische und andererseits eine scharfe, gut verstählte Bahn hat. Je nach der grösseren oder geringeren Härte und Spaltbarkeit des Gebirges kann die Arbeit blos mit der Keilhaue vorgenommen werden. Dieselbe wird gewöhnlich aus Eisen hergestellt Fig. 14 und an Kopf und Spitze ebenfalls gut verstählt und ist ca. 3 kg schwer.

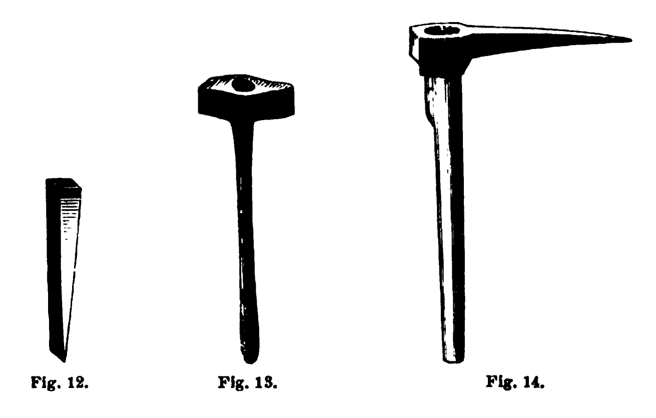


Fig. 12. Fig. 13. Fig. 14.

Haltbarer sind die ganz aus Gussstahl gefertigten Keilhauen, jedoch ist die Beschaffung theurer.

Bei einer Keilhaue unterscheidet man Blatt, Spitze, Oehr oder Auge und den Nacken oder Kopf. — Das Blatt oder die Spitze hat einen rechteckigen Querschnitt und ist gekrümmt, wie bei der Rodhaue angegeben.

Die Länge des Blattes resp. der Spitze beträgt im Durchschnitt 25 cm. Der 75 cm lange und 6 cm im Durchmesser haltende Stiel, auch Helm genannt, ist gewöhnlich in einem elliptisch geformten Oehr befestigt, da ein runder Stiel aus den schon bei der Rodhaue angegebenen Gründen nicht vortheilhaft ist.

Die Dimensionen des Auges oder Oehres sind gewöhnlich 7 zu 3 cm. Der Nacken besteht aus einer aufgelegten Stahlplatte, um die Keilhaue zum Klopfen als Hammer benutzen zu können. Am besten ist es, den Nacken zu diesem Zweck in eine Fäustelartige Verlängerung von 5—6 cm Länge auslaufen zu lassen.

Sehr gut haben sich die Keilhauen bewährt, welche aus zwei Theilen bestehen, Fig. 15, und zwar in der Weise, dass die ca. 15 cm lange Spitze

mit ihrem hinteren conischen Ende in das Loch, welches sich in dem Blatt der Keilhaue befindet, gesteckt wird.

Diese Keilhaue hat den Vortheil, dass der Bergmann nur einen Helm vor Ort hat und mehrere einsetzbare Spitzen, die scharf sind, mit zur Arbeit nimmt, um bei Wiederanschärfen nur die Spitze zu wechseln, während sonst die ganze Keilhaue, wenn sie stumpf geworden, wieder in die Schmiede geschickt werden muss.

Gestein, was nicht sonderlich fest ist, wird mit der Keilhaue durch sogen. Schrämarbeit gewonnen. Es wird mit der Keilhaue, je nachdem das Gestein geschichtet oder ganz ist, parallel zu den Schichten oder von oben nach unten eine Vertiefung eingehauen und dann die Seitenwände der Vertiefung nachgebrochen.

Man haut zu diesem Zweck neben der Vertiefung einigemal kräftig in das Gestein und benutzt dann die Keilhaue als Hebel wie das Brecheisen, indem man ein Stück aus der Wand herauszubrechen sucht.

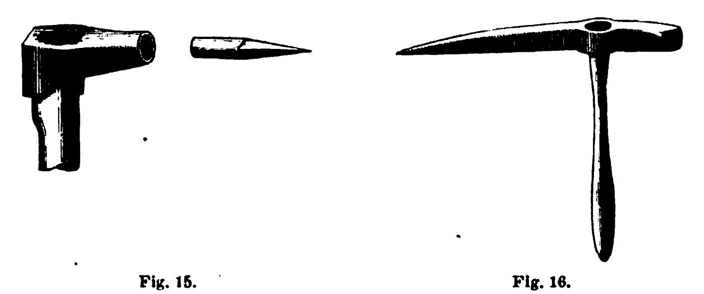


Fig. 15. Fig. 16.

Ist das Gestein zu fest, so dass das Herausbrechen nicht möglich ist, so wird mit Keilen, welche durch den schweren Hammer eingetrieben werden, nachgeholfen und so das Gestein gelöst.

Bei Gestein ohne Klüfte und Schichten war früher, ehe man das Sprengen mit Pulver kannte, die Schlägel- und Eisen-Arbeit eingeführt. Das Eisen, Fig. 16, ist ein spitzer Hammer, welcher ebenfalls ein Oehr zum Einstecken eines Stieles hat. Die gut verstählte Spitze desselben wird mit der linken Hand auf das Gestein gesetzt und dann auf den Kopf des Hammers mit dem Fäustel geschlagen. Hierdurch dringt die Spitze des Eisens um eine gewisse Länge in das Gestein ein und sprengt kleine Stücken von demselben los. Bei fortgesetzten Schlägen wird somit eine Rinne hergestellt von beliebiger Richtung.

Fig. 17.

Das Fäustel, Fig. 17, ist ein etwas langgestreckter Hammer von quadratischem Querschnitt und den üblichen Dimensionen im Gewicht von ca. 3 kg. Dasselbe ist ebenfalls gut verstählt oder besteht ganz aus Gussstahl.

Die Bahnen des Fäustels stehen radial nach einem Halbmesser, welcher vom Ellenbogengelenk des das Fäustel schwingenden Arbeiters bis an das Ende des Fäustels geht.

Die Arbeit beim Ortsbetrieb gestaltet sich nun hiernach folgendermaassen:

Man haut, wie vorhin angegeben, eine Furche oder Rinne nach unten oder oben, jenachdem das Gestein sich am besten bearbeiten lässt, Fig. 18, daneben wieder eine mit *a* und *b* bezeichnet. Hierdurch entsteht ein Grat *c*, dieser wird dann entfernt und die Furche *d* gehauen, dann der dadurch entstandene Grat *f* entfernt und die Furche *e* gehauen u. s. w.

Die Breite und Tiefe dieser Furchen richtet sich nach der Erfahrung, in welcher Stärke sich der Grat am besten absprengen lässt. Gewöhnlich sind dieselben 30—40 mm von einander entfernt, 25—35 mm tief.

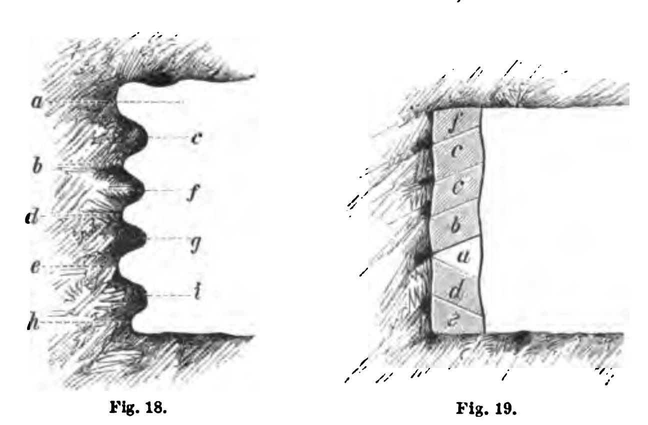


Fig. 18. Fig. 19.

Ist das Gestein weniger hart und arg zerklüftet, namentlich bei würfelförmigen Absonderungen, so wird die Furche bis einige 20 cm tief gemacht und als Schräm angesehen. Man richtet dann die Arbeit folgendermaassen ein: Fig. 19. In einer Entfernung von ungefähr $^1/_3$ der Höhe des Stollens von der Sohle aufwärts wird die Furche *a* herausgehauen. Diese Furche resp. Schräm heisst dann der Einbruch; hiernach wird die Firste *b* aus dem Einbruch heruntergehauen, dann die Strosse *d* aus dem Einbruch und hiernach das Söhlighauen *e*; sodann wird der Theil *c* heruntergehauen, was man Schwachmachen nennt und hiernach *f*, das Seigerfirstenhauen.

In neurer Zeit, wo die Bohrmaschinen nach allen möglichen Systemen und zu allen Gesteinen passend construirt sind, wodurch die Ausführung der Sprengarbeit eine Leichtigkeit wird, kommen die vorher beschriebenen Arbeiten weniger in Betracht, zumal es beim Vortreiben eines Stollens weniger auf die Billigkeit der Herstellung als auf die längere oder kürzere Bauzeit ankommt.

Die Schlägel- und Eisenarbeit sei nur desshalb erwähnt, weil sie in kleinerem Maassstab auch heute noch vorkommt, jedoch nicht mehr zum Vorwärtstrieb des Ortsstosses, sondern nur bei Herstellung von Bühnlöchern, von glatten Flächen zum Antreiben der Keile; Herstellen von Wiederlagsflächen für die Ausmauerung bei Tunnels u. s. w.

Bei einer einfachen Stempelverzimmerung wird nämlich für das Ende des Stempels eine Vertiefung gehauen, das sogen. Bühnloch und für das andere Ende eine glatte Fläche zum Antreiben des Stempels mit einem Keil, dem sogen. Anpfahl Fig. 20.

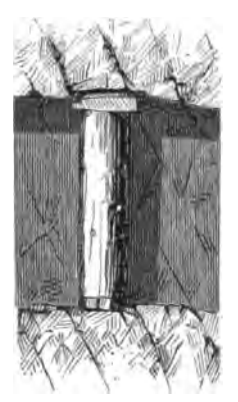


Fig. 20.

Diese Arbeit kann im Gestein, welches vorher durch Sprengarbeiten gewonnen ist, nur durch Schlägel- und Eisenarbeit hergestelllt werden mit der Aenderung, dass man sich heutzutage statt des Eisens, wie Fig. 16 zeigt, des einfachen Spitzeisens bedient. Dieses Spitzeisen ist ein einfaches Stück Rundeisen, an Spitze und Kopf gut verstählt; auch nimmt man kurze Enden Bohrstahl dazu, welche in eine Spitze ausgetrieben sind. Zum Herstellen einer glatten Angriffsfläche für die Bohrer der Bohrmaschinen wird ebenfalls das Spitzeisen in der vorgeschriebenen Anwendung gebraucht, wie bei Betrachtung der Bohrmaschinenarbeit ersichtlich ist.

Es sei hier noch die Arbeit des Feuersetzens erwähnt, welche früher ebenfalls viel bei Ortsbetrieb angewendet wurde, aber nur in Gegenden und an Arbeitsstellen, wo das Holz billig und das Gestein so hart war, dass andere Mittel zur Gewinnung nicht ausreichten.

Das Feuersetzen bestand darin, dass vor dem zu gewinnenden Gestein Holzstösse aufgestapelt und verbrannt wurden. War nun dasselbe nach Verbrennen des Holzes sehr erhitzt, so wurde es mit kaltem Wasser abgeschreckt, wodurch es in Klüfte zersprang und dann durch einfache Instrumente wie Keilhaue, Keil und Brecheisen u. s. w. leichter gewonnen werden konnte.

In neuerer Zeit findet das Feuersetzen nur beim Abbau nutzbarer Mineralien statt und zwar da, wo grössere Räume vorhanden sind, weil diese Art der Bearbeitung des Gesteins die Zuführung sehr vieler frischer Luft erfordert. — Von Hugon ist zwar für Stollenbetrieb ein besonderer Brennofen mit Ventilator, der als Gebläse für das Feuer dient, construirt und in Frankreich bei Streckenbetrieb zur Anwendung gekommen, allein die Sache ist kaum empfehlenswerth, zumal in neuerer Zeit die Sprengstoffe in ihrer Wirkung so colossal und im Verhältniss zum theuren Brennmaterial so billig sind.

b) Die Gewinnung von festem Gebirge durch Bohr- und Sprengarbeit.

I. Handbohrarbeit.

Statt der wenig fortschreitenden Schlägel- und Eisenarbeit oder der mühsamen des Feuersetzens, wurde im Jahr 1663 und zwar zuerst in Freiberg und dann am Harz die Sprengarbeit mit Pulver eingeführt. Zu dem Zweck wird ein Loch in das Gestein gebohrt, dasselbe etwa bis zur halben Höhe mit Pulver geladen, Fig. 21, der obere Theil des Loches mit weichem

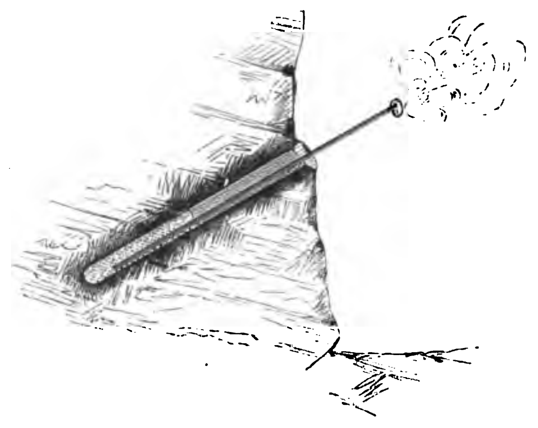


Fig. 21.

Gestein oder getrocknetem Thon, sogenanntem Besatz fest verkeilt und dann die Pulverladung mit einem Zünder angezündet. Durch die dadurch entstehende Explosion wird das Gestein gelöst und je nachdem die Ladung stark genug, vollständig fort geschleudert.

Das Schwierigste bei dieser Operation ist die Arbeit des Bohrens und geschieht dieselbe auf folgende Weise:

Man setzt den Bohrer, welcher gewöhnlich aus einer Stange von

24 mm starkem Rundeisen besteht, die unten mit einer etwas breiteren Schneide aus Stahl versehen ist, auf das Gestein in der Richtung, in welcher das Loch gebohrt werden soll und schlägt mit einem 3 kg schweren Fäustel auf den Bohrer, so dass derselbe einige mm in das Gestein eindringt; beim zweiten Schlag dreht man den Bohrer etwas um seine Axe u. s. f. Hierdurch giebt es auf dem Grunde des Bohrloch's sich durchkreuzende Rinnen, in Folge dessen die zwischen 2 Rinnen stehenden Gesteinsstückchen beim folgenden Schlag losbrechen und so das Loch vertieft wird. Der Bohrer besteht, wie schon vorher gesagt, gewöhnlich aus Rundeisen mit verstählter Schneide und Kopf; letzterer muss die Schläge des Fäustel's aushalten und desshalb ebenfalls gut verstählt sein. In neuerer Zeit, wo der Stahl so billig ist, werden fast alle Bohrer aus Gussstahl, welcher schweissbar ist, hergestellt. Der nicht schweissbare Tiegelguss ist natürlich am allerbesten und wird bei dem allerfestesten Gestein angewendet. Die Längen der Bohrer variiren zwischen 0,3 und 1,5 m. Mit dem kurzen Bohrer werden die Löcher angefangen; die Schneide desselben muss desshalb etwas breiter sein als bei den folgenden Bohrern. Dieser wird Anbohrer, der darauf folgende Mittelbohrer und der längste, womit man die Löcher fertig macht, Abbohrer genannt. Je nach Festigkeit des Gesteins werden nun mehr oder weniger kleine, mittlere oder längere Bohrer gebraucht.

Die Schneide selbst ist bei weichem Gestein etwas spitz oder dreieckig, Fig. 22, und geht bei härterem Gestein in's runde und schliesslich in's ganz flache über, so dass bei einer flachen Schneide der Bohrer fast

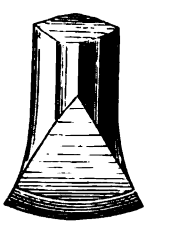
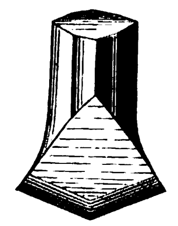



Fig. 22.

keilförmig ist. Die meisselförmige Schneide des Bohrer's ist erst seit neuerer Zeit eingeführt, da früher, um das Loch rund zu erhalten, Bohrschneiden angewendet wurden, welche mehrere Schneiden hatten, die in der Mitte in eine Spitze zusammenliefen; der untere Theil des Bohrer's, an welchem die Schneiden hergestellt wurden, musste desshalb etwas dicker sein, als die eigentliche Bohrstange, weshalb die Bohrer auch Kolbenbohrer genannt wurden zum Gegensatz von den erstgenannten, den Meisselbohrern. Waren an dem Kolbenbohrer noch ausserdem Schneiden an der Peripherie des Kolbens angebracht, so wurde derselbe Kronenbohrer genannt. Die Her-

stellung dieser letzteren Bohrer ist aber sehr kostspielig und auf Baustellen, wo viele Arbeiter beschäftigt werden, fast gar nicht durchführbar, wesshalb man in neuerer Zeit fast überall nur Meisselbohrer anwendet. — Bei diesen werden die Bohrlöcher fast alle dreikantig, da zu Anfang der Bohrer bei jedem Schlag sorgfältig um seine Axe gedreht wird, später aber, sobald das Loch einige cm gebohrt ist, geschieht die Drehung ganz von selbst um die eine Ecke der Bohrschneide. Sind also in Fig. 23 durch diese die Rinnen von *a* ausgeschlagen und steht der Bohrer in der Richtung *a b*, so beginnt die Drehung um den Punkt *b* etc. Der Durchschnitt eines Bohrloches wird die Form eines sphärischen Dreiecks zeigen. Die Figur wird gebildet aus einem gleichseitigen Dreieck von der Länge der Bohrschneide und der aus den 3 Ecken über den Dreieckseiten beschriebenen Bögen. Die Form des Bohrloches ist sehr wichtig, wie wir gleich bei

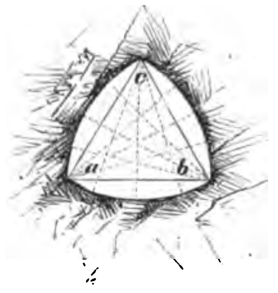




Fig. 23.



Fig. 24.

Beschreibung der Sprengstoffe ersehen werden, wesshalb hier bei der Darstellung der Handbohrarbeit besonders Gewicht darauf gelegt wird. In einigen Lehrbüchern ist angegeben, dass der Winkel der Schneideflächen des Meisselbohrer's, wenn derselbe am wirksamsten sein soll, Fig. 24, bei weniger festem Gestein 70° und bei sehr festem Gestein 50° betragen müsse; diese Annahme hat indessen keinen praktischen Werth. Auf einigen Gruben wird bei festem Gestein nur der dicke klobige Bohrer mit Vortheil angewandt und auf anderen wieder der flache Meissel, jenachdem die Schmiede und die Bergleute, die mit dem Bohrer arbeiten, bezügl. der Herstellung der Bohrschneide übereinkommen.

Die Sache hat ihren Grund in folgender Weise: Der Bohrer hat eine Schneide und trennt das Gestein mit der Wirkung eines eindringenden Keils; je schärfer nun die Schneide *a*, Fig. 25, ist, um so mehr ist dieselbe im Stande, tief in das Gestein einzudringen. Die Tiefe des Eindringens hängt einestheils von der Härte des Gestein's ab, anderntheils aber; und in den meisten Fällen, von der Hemmung, welche durch die zertrümmerte Gesteinsmasse, die sich neben der Schneide aus der Furche herausdrängt,

verursacht wird. Es ist klar, dass dieser Widerstand geringer wird, je feiner und schärfer die Schneide ist, und je dicker dieselbe, desto mehr zunimmt, Fig. 26, weil bei einer dicken Schneide mehr Gestein zertrümmert wird, also das eigentliche Bohrmehl in viel grösserer Masse vorhanden ist. Nun kommt aber hinzu, dass die Schneide eine gewisse Stabilität haben muss, um den auf sie geführten Schlag mit dem Bohrfäustel auszuhalten, damit sie nicht zertrümmert wird; hier ist nun die Grenze



Fig. 25.

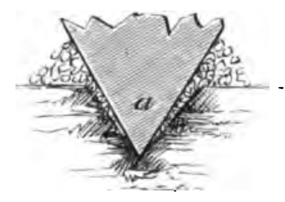


Fig. 26.

wo die praktische Erfahrung zu Hülfe kommen muss. Ein Hauer, welcher bei einmännischer Bohrarbeit und bei festem Gestein nicht Kraft genug hat, das Fäustel gehörig zu schwingen, wird immer eine schwache Schneide an den Bohrer verlangen; dagegen wird derjenige, welcher mit schwerem Fäustel arbeitet und kräftig zuschlägt, bei festem Gestein eine klobige Schneide haben wollen, weil er den Bohrer mit schwacher Schneide nach den ersten schweren Schlägen zertrümmern würde. Bei mildem Gestein wird bei kräftig geführten Bohrschlägen eine scharfe Schneide sich immer festbohren, d. h. die Schneide wird soweit hineingetrieben, dass der Bohrer nur mit Anwendung von Gewalt wieder herauszubringen ist. Hierdurch wird natürlich der Effect der ganzen Bohrarbeit colossal beeinträchtigt und der betr. Bohrhauer wird sich auch bei weichem Gestein eine etwas klobige Schneide anfertigen lassen.

Ein guter Schärfschmied, welcher nicht allein mit dem Härten des Stahles etc. umgehen kann, sondern auch namentlich zu beurtheilen weiss, wie sich das Gestein bohrt und wie die Bohrhauer das Bohren handhaben, ist die beste Aquisition und kann nicht theuer genug bezaht werden.

Durch denselben kann bei Anfertigen von gutem und standhaftem Geräthe der cbm Ausbruch 1—2 M. billiger hergestellt werden. Die Bohrschneiden sind je nach dem Bedürfniss der Bohrhauer von dem betr. Schmied sorgfältig zu studiren und auszuprobiren, damit ein möglichst grosser Effect bei der Bohrarbeit erzielt wird.

Die grösste Aufmerksamkeit muss auf die beiden Spitzen *a* und *b*, Fig. 27, gelegt werden, damit das Bohrloch immer gleich weit bleibt, denn sobald eine Ecke abbricht oder sich abstumpft, wird das Bohrloch enger;

es muss also beim Wechsel des nächsten scharfen Bohrers ein etwas schmälerer genommen werden. Hierdurch wird das Bohrloch von oben nach unten conisch und für den Effect des Sprengers weniger geschickt. Bei festem Gestein, wo man 15—20 Bohrschärfen zu einem fallenden m Loch gebraucht, würde also in diesem Fall das Loch sehr stark conisch und könnte noch nicht einmal bis zur angenommenen Tiefe gebracht werden.

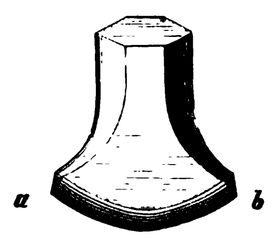


Fig. 27.

Das Bohren geschieht nun entweder durch einen Arbeiter, indem er, wie schon angegeben, mit einer Hand den Bohrer hält und mit der andern mit dem Fäustel darauf schlägt, oder durch zwei Arbeiter. Hierbei dreht der Eine den Bohrer und der andere schlägt mit dem Fäustel darauf. — Das Erstere wird einmännisches Bohren, das Andere zweimännisches genannt. — Man hat auch dreimännisches Bohren eingeführt, wobei ein Mann den Bohrer dreht und zweie abwechselnd zuschlagen. Diese Methode wird aber nur bei schweren grossen Löchern in Felsarbeiten [Steinbrüchen und Einschnitten etc.] über Tage angewendet. Beim Stollenbetrieb kommen nur die beiden erstgenannten Methoden vor.



Fig. 28.

Es ist selbstverständlich, dass die Stärke des Bohrers bei einmännischer und zweimännischer Bohrarbeit in einem gewissen Verhältniss steht, da die zu schwachen Bohrer beim Schlag federn resp. sich verbiegen.

Der Schlag ist dann nicht mehr so wirksam; ebenso geht der Effect verloren, wenn der Bohrer zu stark und schwer ist, da in diesem Fall durch den Schlag zu viel träge Masse in Bewegung zu setzen ist. — Fig. 28 zeigt, wie vor Ort einmännische Bohrarbeit getrieben wird. Die Löcher lassen sich hierbei am Vortheilhaftesten in der Richtung von oben nach unten schlagen. Beim Vortreiben des Stollens wird nun mit den ersten Schüssen in der Sohle eine Vertiefung, der sogenannte Einbruch hergestellt und dann werden die Löcher nach oben hin, behufs Nachbrechen des Gesteins immer etwas flacher, wie es die Figur zeigt, angelegt. Hierbei wird im Allgemeinen das Princip der Schlägel- und Eisenarbeit, wie sie in Fig. 19 erläutert ist, fortgesetzt. Schichtung und Zerklüftung des Gebirges veranlassen natürlich eine aussergewöhnliche Veränderung der Bohrlochsrichtung, und es ist Sache des Bohrhauers zu beurtheilen, welche Wirkung sein angebrachter Schuss voraussichtlich haben wird resp. welche Richtung das Bohrloch haben muss, um die grösstmögliche Wirkung zu erzielen.



Fig. 29.

Bei dem zweimännischen Bohren, in Fig. 29 dargestellt, werden umgekehrt die Löcher in der Richtung von unten nach oben geschlagen und zwar veranlasst durch die Handhabung des Fäustels. Wird mit dem zweimännischen Fäustel von oben nach unten geschlagen, so muss die schwere Masse mit jedem Schlag in die Höhe gehoben werden, eine Arbeit, die viel Kraft des Arbeiters absorbirt.

Man erreicht desshalb einen weit grösseren Effect, wenn die schwere Masse des Fäustels blos in schwingende Bewegung gesetzt wird und der Schlag, wie in Fig. 29 angegeben, in der Richtung der punktirten Linie ausgeführt wird. Bei dieser Bohrmethode wird also der Einbruch nicht

in der Sohle, sondern in der First hergestellt. Dass diese Methode gegen die einmännische beim Ortsbetrieb am vortheilhaftesten ist, wird in den nächsten Kapiteln bewiesen werden. — Dieselbe wird ausserdem beim Querschlagsbetrieb und fast allen Tunnelarbeiten ausschliesslich angewendet. Es giebt bei Bergbauten Vorkommnisse, namentlich der geringe Platz, z. B. bei Strebbau u. s. w., die ein zweimännisches Bohren nicht gestatten; wo es aber möglich ist, wird diese zuerst von den Piemontesen eingeführte Bohrmethode angenommen. Bei vielen Bergbauten wird mit der bekannten deutschen Beharrlichkeit an dem alt hergebrachten einmännischen Bohren festgehalten; man sollte aber hier mit aller Energie gegen das Althergebrachte vorgehen.

Die Leistungen der Piemontesen, welche die Bohrarbeiten mit einer graciösen Geschicklichkeit ausführen, ist bei zweimännischer Bohrarbeit geradezu staunenswerth.

Bei Betrachtung der vorhin beschriebenen Arbeiten, wird man auf einen Uebelstand aufmerksam, nämlich den Arbeitsverlust, welcher durch das Schlagen des Fäustels auf den Bohrer entsteht. Um diesen möglichst zu reduciren, ist die Bohrmethode mit Stossbohrer in Anwendung gekommen. Dieselbe ist leider bei Ortsbetrieb wegen des geringen Raumes nicht anwendbar, sondern wird hauptsächlich beim Vollausbruch im Tunnel oder bei Einschnitts- und Steinbruchsbetrieb angewendet.



Fig. 30.

Der Arbeiter hat hierbei ein 1,5 bis 2,5 m langes Bohreisen, welches an den zwei Enden mit Bohrschärfen versehen ist, von ca. 3,5 cm mittlerer Stärke und von ca. 8—10 kg Gewicht. Dieser Bohrer, auch theil-

weise ganz aus Gussstahl bestehend, wird von dem betr. Arbeiter in der Richtung, welche man dem Bohrloch geben will, etwas in die Höhe gehoben und dann mit Wucht wieder zurückgeschleudert.

Bei jedem Wurf, welcher auf ein und denselben Punkt gerichtet ist, wird dann der Bohrer etwas um seine Axe gedreht. Fig. 30 veranschaulicht diese Bohrmethode. Das Gewicht der Bohrstange repräsentirt den Schlägel und wird hierbei also die menschliche Kraft direct dem Bohrer mitgetheilt, während der Schlägel bei einmännischer oder zweimännischer Bohrarbeit erst durch den ausgeführten Schlag die träge Masse des Bohrers in Bewegung setzen muss und durch Stoss zwischen Schlägel und Bohrer sehr viel Kraft verloren geht. Der Effect beim Stossbohrer ist auch desshalb colossal und fast um $^1/_3$ grösser als beim zweimännischen Bohren.

Beim einmännischen Bohren wird das vorhin bei der Schlägel- und Eisenarbeit beschriebene Fäustel verwendet und bei dem zweimännischen Bohren ein Fäustel von ähnlicher Form, jedoch mit geraden Bahnen und von 8 kg Gewicht, an einem ca. 90 cm langen Stiel befestigt, Fig. 31.

Fig. 31.

Zu den vorher beschriebenen, sowie den eigentlich darauf folgenden Sprengarbeiten gehören nun noch ausserdem der Krätzer, der Stampfer, der Lettenbohrer und die Raumnadel.

Der Krätzer, Fig. 32a, ist eine dünne, eiserne Stange, welche am unteren Ende einen seitlich gebogenen blattartigen Haken hat, um damit aus den von oben nach unten gehenden Bohrlöchern das Bohrmehl herauszuheben. An dem andern Ende der Krätzerstange ist ein Oehr angebracht, um Lappen darin zu befestigen, die zum Trockenputzen der nassen Löcher vor dem Abschiessen resp. Laden derselben dienen.

Der Stampfer, Fig. 32d, ist ein Rundeisen, welches am untersten Ende etwas dicker oder kolbiger ist und geringere Dimensionen hat als das Bohrloch. Derselbe dient zum Feststampfen des Besatzes über der Pulverladung.

Der Stampfer hat am Kolben eine Rinne für die Raumnadel, Fig. 32b, ein spitz zugehendes Eisen, welches vorher in die Pulverladung eingesteckt wird. Nachdem nun mit dem Stampfer der Besatz rings um die Raumnadel herum festgestampft ist, wird die Raumnadel herausgezogen. Der hierdurch entstandene freie Raum dient zum Hineinstecken des Zünders zum Pulver. Der Stampfer muss von ganz weichem Eisen sein, damit derselbe beim Stossen an den Bohrlochwänden kein Feuer reisst. Sehr viele Unglücke durch Explosion beim Besetzen der Schüsse haben dahin geführt, die Raumnadel nicht von Eisen, sondern von Kupfer oder Messing herzustellen, da die eiserne Raumnadel, sobald sie durch Zufall einen Schlag bekommt und dadurch auf den Boden des Bohrloches getrieben wird, hier ebenfalls leicht Feuer reissen kann.

Zum Anstecken der Ladung nahm man früher Röhrchen von Schilf, Hollunder oder Stroh, welche mit feinem Jagdpulver gefüllt waren. Dieselben erhielten am unteren Ende, welches in die Ladung gesteckt wurde, eine kleine Oeffnung, einen Riss, damit das Feuer heraus und in die Ladung treten konnte. Oben wurde ein Schwefelfaden oder ein Stückchen Schwamm befestigt, vermittelst welchem das Pulver in der Röhre entzündet wurde.

Die Länge des Schwefelfadens oder die Grösse des Stückes Schwamm bestimmte man nach der Zeit, welche dazu nöthig war, um sich vor der Explosion in Sicherheit zu bringen. Ebenso nahm man zum Anstecken der Sprengladung sogen. Racketen, d. h. mit Pulverbrei beschmierte und dann getrocknete gerollte Papierhülsen, Schilf, Halme und sogar Holzsplitter. Dem Pulverbrei wurde etwas Gummi beigemischt.

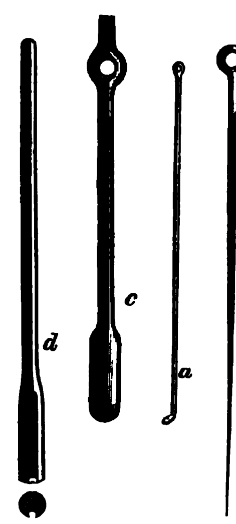


Fig. 32.

In neuerer Zeit werden, um sicherer zu Werke zu gehen, zum Anstecken der Schüsse Zündschnüre, d. h. gewebte Röhren, die mit Pulverladung gefüllt sind, verwendet. Sobald eine solche Zündschnur am oberen Ende angesteckt ist, brennt das Pulver in der Röhre langsam herunter bis zur Ladung.

Die Zündschnüre bekommen vor allen Dingen eine mineralisch präparirte Umhüllung, um die Pulverladung der Schnur nach Aussen hin gegen Entzündung, sodann aber eine mit Theer oder Oel getränkte Umhüllung, um dieselbe vor Feuchtigkeit zu schützen und endlich einen Guttaperchaüberzug, um die Zündschnur auch unter Wasser gebrauchen zu können.

Dieselben sind 1881 von Bickford in Cornwall erfunden und werden Sicherheitszünder genannt; die Sicherheit ist jedoch nicht immer vorhanden, denn gar oft versagen Schüsse durch Unterbrechung der in denselben enthaltenen Zündmasse. Bei engen Räumen wird auch der Geruch der abgebrannten Zündschnur für die Arbeiter sehr lästig. Es sind nun namentlich in den letzten Jahren vielfache Verbesserungen in der Herstellung der Zündschnüre vorgenommen und seien hier zu erwähnen die Britaniasicherheitszünder von Witehorn.

Diese haben eine Zündmasse, um welche eine Anzahl in Salpeterlösung getränkter Garnfäden gedreht ist, wodurch also eine Unterbrechung der Zündmasse beim Abbrennen verhütet wird.

In Deutschland sind jetzt mehrere Fabriken, die sich mit Anfertigung von Zündschnüren befassen und hat man es hier zu einem befriedigenden

Grad der Vollkommenheit gebracht. Die Stärke derselben variirt zwischen 3 und 5 mm. In manchen Bergwerken ist man wieder zum Halmschiessen zurückgegangen, weil das Abthun der Schüsse mit Zündschnur viel theurer gekommen ist und die Wetter bei sehr ausgedehnten Bauten wesentlich verdorben hat.

Endlich gehört zu der Bohr- und Sprengarbeit mit Pulver noch der Lettenbohrer, Fig. 28c., ein rundes Eisen von geringeren Dimensionen als das Bohrloch, mit einem Oehr zum Durchstecken eines Bohrers oder anderen Eisens. Sobald nun durch Klüfte und Schnitte Wasser in das Bohrloch eindringt, wird mit dem Lettenbohrer ziemlich trockener zäher Letten in dasselbe hineingepresst; der Letten drückt sich dann bei öfterem Umdrehen des Lettenbohrers in die wasserführenden Klüfte und verschliesst dieselben. Auf diese Weise wird das Loch trocken. Die Pulverladung kommt dann aber bei solchen Löchern auf alle Fälle in eine gut geleimte und dann verharzte Papierhülse. Sind die Löcher gar nicht trocken zu machen und man muss Pulver zum Sprengen anwenden, so wird eine gut gelöthete und in das Loch genau passende Blechhülse angewendet.

II. Handbohrmaschinen.

Die Bohrarbeit durch Maschinen rascher und billiger auszuführen, war seit der Zeit, wo alle grösseren und schwierigeren Arbeiten mit Dampfmaschinen verrichtet wurden, das unausgesetzte Bestreben der Techniker, doch es dauerte ziemlich lange, bis die Erfindung der durch Luft betriebenen Bohrmaschine den Grad der Vollkommenheit erreichte, um sie beim Stollenbetrieb mit Vortheil zur Anwendung zu bringen. Zu gleicher Zeit wurden auch Maschinen erfunden, die dasselbe leisten sollten, ohne eine kostspielige Motorenanlage zu verlangen, also durch Menschenkraft betriebene sog. Handbohrmaschinen. Diese sollen vorerst hier Erwähnung finden.

Es ist klar, je einfacher ein Instrument, womit eine gewisse Arbeit verrichtet werden soll, je effectvoller wird die geleistete Arbeit und man kann es wohl als Verirrung auf mechanischem Gebiet ansehen, wenn Erfinder von Handbohrmaschinen diese als geeignete Instrumente empfehlen, die mit gleicher Arbeitskraft an Stelle der Handbohrarbeiten mit Bohrer und Schlägel mehr leisten sollen, ohne zu bedenken, wie viel Kraft dazu gehört, bei Bewegung der Handbohrmaschine die Reibung der einzelnen Maschinentheile zu überwinden; es bleibt dann von dem Arbeitsmoment eines Arbeiters zur directen Bohrungsarbeit noch wenig übrig.

Von der Anwendung der Handbohrmaschinen kann nur dann die Rede sein, wenn Gestein vorliegt, in welchem die Bohrarbeit mit dem Schlägel nicht gut ausführbar ist, z. B. trockener, zäher Letten. Hier würde sich der Bohrer bei jedem Schlag festbohren, d. h. einklemmen; ebenso bei

Kohle, verwittertem Thonschiefer, Gyps, Steinsalz etc. Nur bei diesen Gesteinsarten ist anzurathen, die sog. Handbohrmaschinen zu verwenden, die nicht durch Schlag, sondern durch Drehung bohren.

In weichem Thonschiefer, Mergelsandstein etc. hat sich die von Stanek und Reska patentirte Gesteinsbohrmaschine mit variabler Steuerung, Fig. 33, bewährt. Dieselbe besteht aus einer festzuspannenden Säule

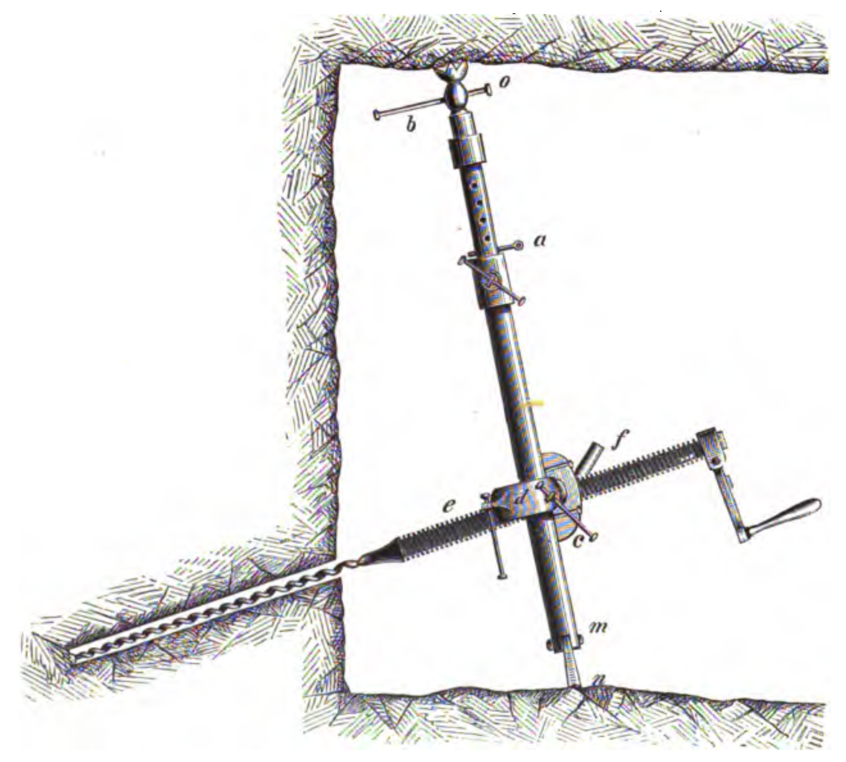


Fig. 33.

mit Klauen oben und unten, welche vermittelst Schrauben in das Gestein hineingepresst werden und einer auf dieser Säule beweglichen Hülse zur Aufnahme des Bohrgehäuses. Dieses ist mit einem conischen Zapfen versehen, welcher in die Hülse hineinpasst und in Folge dessen auch nach allen Richtungen gedreht werden kann. In dem Bohrgehäuse selbst ist eine Schraubenmutter um ihre Axe drehbar, welche durch eine Stellschraube mit Bremsbacken fixirt werden kann. Der Bohrapparat selbst besteht aus einer Schraubenspindel mit einem viereckigen sich verjüngenden Loch am unteren Ende zur Aufnahme des Bohrers; die Spindel geht durch die Mutter in der Bohrhülse hindurch und sobald die Mutter in dieser Hülse fixirt

ist, bewegt sich die Spindel nach vorwärts. Ist die Mutter gelöst, so dreht sich die Spindel mit sammt der Mutter um die eigene Axe und es findet gar keine Vorwärtsbewegung statt. Durch diesen Mechanismus ist man in der Lage, jenachdem es das Gestein erfordert, die Vorwärtsbewegung durch das mehr oder weniger auszuführende Feststellen der Schraubenmutter zu reguliren. Wird nämlich die Schraube etwas angezogen, so geht die Mutter beim Umdrehen der Schraube immer noch etwas mit herum; soweit dieselbe die Reibung durch die Bremsbacke der Stellschraube überwinden kann; die Spindel kann also nicht um die volle Höhe des Schraubenganges vorwärts bewegt werden. Die Fig. 33 zeigt diese Bohrmaschine in ihrer Anwendung beim Stollenbetrieb. In der hohlen Säule *a m* bewegt sich ein Kolben, welcher mit Löchern versehen ist, durch welche der Vorstecker *a* gesteckt wird, sobald derselbe so weit herausgezogen ist, dass die Säule mit den Klauen *o* und *n* die Stösse berührt. Das Feststellen geschieht dann durch das Ausdrehen der Schraube *b*. Die Hülse *d* wird ebenfalls durch eine Schraube fixirt. Durch das Verschieben des Bohrgehäuses *f* und der Hülse *d* wird der Bohrer in die Lage und Richtung gebracht, in welcher das Loch gebohrt werden soll; sodann werden alle Schrauben festangezogen und die Bohrspindel vermittelst der Kurbel gedreht. Am Besten ist es, wenn ein Arbeiter den Bohrer dreht und ein zweiter je nach Bedürfniss mit der Stellschraube die Mutter fixirt, damit der Vertrieb des Bohrers den Verhältnissen entspricht und der Arbeiter beim Drehen der Spindel nicht unnöthig ermüdet wird. Dies ist Sache des Gefühls und ist bald herausgefunden. Der Bohrer ist ein Schlangenbohrer aus gutem Stahl und besteht aus verschiedenen Längen. Ist mit dem Abbohren eines Bohrers die gewünschte Tiefe des Bohrlochs noch nicht erreicht, so wird, sobald die Mutter durch die Stellschraube *f* gelöst ist, die Spindel mit sammt dem Bohrer zurück gezogen und jenachdem das Gestell nahe an der Gesteinswand steht oder nicht, der neue Bohrer durch das Bohrgehäuse oder neben demselben hindurch gesteckt, sodann die Spindel *e* nach vorwärts und der Bohrer in derselben rückwärts hinein geschoben. Die Arbeit beginnt dann von Neuem, ohne dass an dem eigentlichen Bohrgestell etwas geändert wird. Auf ähnlichem Princip beruht die Handbohrmaschine von Lisbet, welche namentlich in Belgien häufig zur Anwendung kommt. Dieselbe besteht aus einem schmiedeeisernen Rahmen, der ausgezogen und mit Schrauben befestigt werden kann. An diesem Rahmen sind Klauen oder Spitzen angebracht, um denselben zwischen Sohle und First feststellen zu können.

In dem Rahmen ist nun ein Lager nach oben und unten hin verschiebbar, welches eine Büchse mit Schraubengewinde enthält. Diese Büchse ist dann nochmals auf dem Lager durch einen Zapfen nach den Seiten hin verschiebbar.

Durch die Büchse hindurch geht eine Schraubenspindel, welche hohl ist und durch welche die Bohrstange mit dem, an derselben befestigten Schneckenbohrer hindurch gesteckt wird.

Die Arbeit des Bohrens geschieht nun durch das Drehen der innern Bohrspindel. Sobald der Bohrer vorrücken soll wird die Bohrstange mit der Schraube auf eine einfache Weise oder durch einen Hebel mit Klinke gekuppelt und der Bohrer geht um die Höhe eines Schraubenganges bei jeder Umdrehung vorwärts.

Auch hier hat es sich bewährt, dass ein Arbeiter den Bohrer und ein zweiter je nach Bedürfniss die Schraube dreht.

Diese Maschine ist mit einigen Veränderungen von Hagan in Erfurt bei den Salzbergwerken in Stassfurt und Wieliczka in Gebrauch.

Eine wesentliche Verbesserung erhielt die Handbohrmaschine durch die von v. Balzburg ausgeführte Construction des Bewegungsmechanismus. — Fig. 34, *H* ist die Bohrstange, welche durch die hohle Schraubenspindel *C* gesteckt wird.

Am Ende der Spindel ist die Scheibe *b* fest angebracht. Auf diese Scheibe wird die auf der Bohrstange auf einem Steckkeil bewegliche Scheibe *B*, vermittelst der Schrauben *S S* und der zwischen *A* und *B* liegenden Feder gedrückt. Letztere haben ihren Stützpunkt in der auf der Bohrstange *H* festgekeilten Scheibe *A*. Sobald nun an der Kurbel gedreht wird, muss die Schraube in der Mutter, welche in dem Lager *D* angebracht ist, vorwärts gehen.

Ist nun das Gestein so hart, dass der Bohrer nicht so tief in das Gestein hineindringen kann, wie die Schraubenhöhe bei einer Umdrehung ausmacht, so gleitet die Scheibe *B* auf der Scheibe *b* und die Bohrstange dreht sich ohne die Schraube; eine Vorwärtsbewegung findet in diesem Fall nicht statt.

Fig. 34.

Durch die Schrauben *S S* wird die Scheibe nun nach dem Gefühl so fest angedrückt, wie es die Härte des Gesteins für die Vorwärtsbewegung des Bohrers verlangt. Die beiden Handgriffe an der Scheibe *b* dienen zum Rückwärtsbewegen der Schraubenspindel sammt dem Bohrer. Die Aufhängung der Maschine geschieht in einem Rahmen, wie der vorhin beschriebene. Diese Maschine wird auch in neuerer Zeit

mit zwei kleinen Luftmotoren versehen, welche die Kurbel in drehende Bewegung setzen. In dieser Construction sind dieselben im Stassfurter Salzbergwerk in Betrieb.

Zu den Handbohrmaschinen welche nicht durch Drehung sondern durch Schlagbohren und bei festen Felsen angewendet werden können gehört auch die Bohrmaschine von Ing. C. Gronert, welche auf der in Waldenburg, dem niederschles. Kohlenrevier im Jahr 1879 stattgefundenen Gewerbeausstellung ausgestellt war.

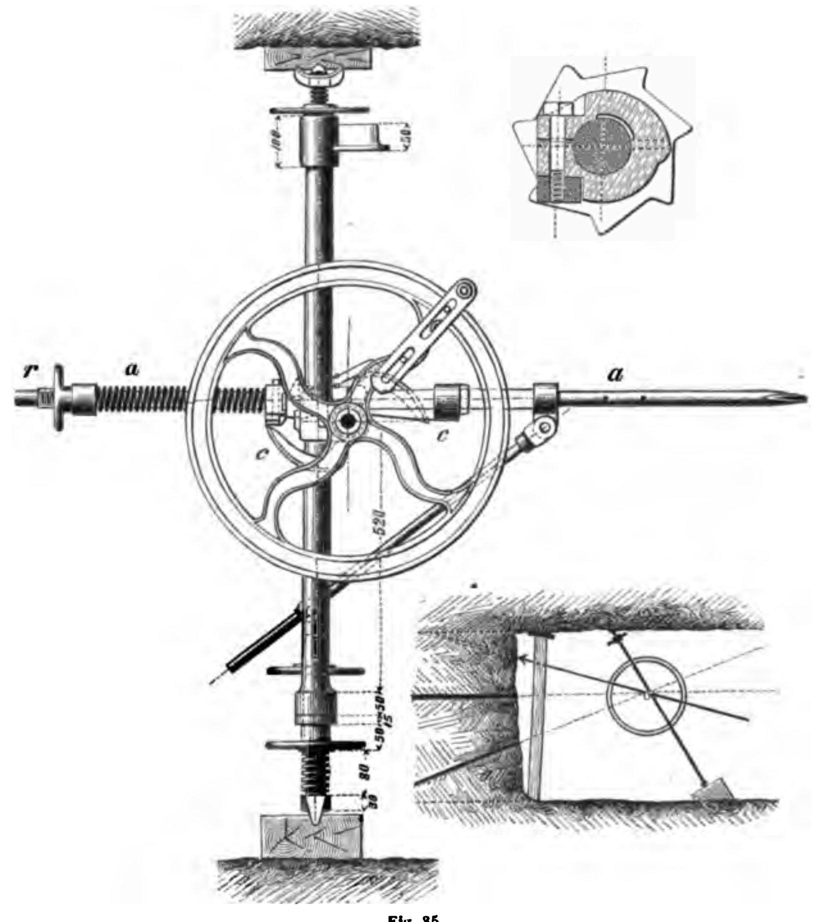


Fig. 35.

Fig. 35 und 36 zeigen die Einrichtung dieser Bohrmaschine für den Stollenbetrieb.

In dem zwischen First und Sohle festzuklemmenden Rahmen liegt

eine Welle mit zwei Schwungrädern, welche zugleich als Kurbeln dienen. Auf dieser Welle ist ein zweiter, aus Röhren bestehender Rahmen befestigt, welcher den Bohrmechanismus trägt. Durch die Querhäupter dieses Rahmens geht die Bohrspindel *a a*. Die Seiten dieses Rahmens bestehen aus zwei Röhren *r r* um welche zwei Spiralfedern liegen. Auf dem Bremskopf der Bohrstange ruht eine Brücke, auf welche die Federn ihren Druck ausüben.

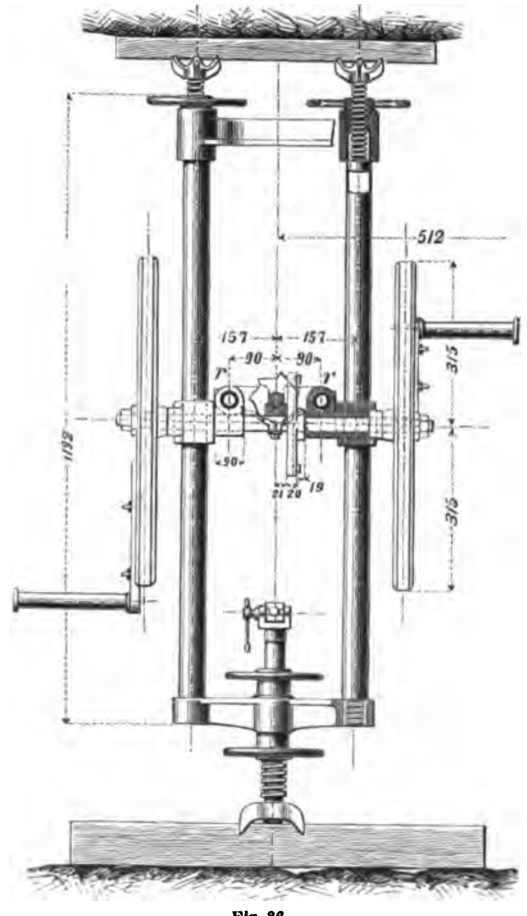


Fig. 36.

Sobald nun beim Umdrehen der Kurbeln durch die doppelt-flüglichen Excenter *c c* die Brücke nach rückwärts gedrückt und hierdurch die Federn gespannt werden, schnellt der Bohrer nach dem Abgleiten des Excenter auf das Gestein mit der Wucht, welche die gespannten Federn auszuüben vermögen. In dem sogenannten Bremskopf ist die Bohrstange derart festgeklemmt,

dass sie beim Spannen der Feder mit zurückgeht; sobald jedoch die Excenter abgleiten und die Bohrstange mit Wucht auf das Gestein geworfen wird, schiesst dieselbe durch die schwach wirkende Bremse hindurch, wodurch also der jedesmalige Vortrieb der Bohrer gesichert ist. Der Bremskopf selbst wird dann im passenden Moment durch eine Schlagstütze festgehalten.

Das Drehen der Bohrstange geschieht durch zwei an den Excenterflügeln befindliche Ansätze, die in eine an den Bremskopf angebrachte Verzahnung eingreifen. Ueber die Leistung und Behandlung der Maschine sagt der von C. Gronert herausgegebene Prospect Folgendes: „Zur Erzielung des grösstmöglichen Effectes dieser Bohrmaschine ist allein die richtige Behandlung des Bremskopfes zu beachten. Eine Schraube ist derart zum Festklemmen der Bohrstange mässig stark anzuziehen, dass die letztere beim Anhub des Bremskopfes durch den Excenter oben mit emporgehoben wird. Sodann sichert man diese Schraube durch das Anziehen einer kleinen Sicherungsschraube und darf hiernach mit absoluter Gewissheit auf ungestörtes regelmässiges Fortschreiten der Bohrarbeit rechnen. Wird die Bremsschraube dagegen zu fest angezogen, die Bohrstange also zu fest eingeklemmt, so wird die Schlagkraft der Federn durch die nun im Bremskopf stattfindende übermässige Reibung mehr oder weniger reducirt.

Da bei zu schwacher Bremse die Bohrstange nicht, oder nur theilweise angezogen wird, bei zu starker Bremse der Schlag dumpf klingt, ist eine falsche Klemmung der Bohrstange sogleich erkenntlich und jeder Arbeiter, diese so einfache Wirkungsweise des Bremskopfes erkennend, wird von selbst auf die richtige Behandlung desselben hingewiesen und dann sofort den nöthigen Anzug der Bremse treffen.

Die Leistungsfähigkeit der Maschine ist unabhängig von der Stellung des Bohrer's — ob vertical oder horizontal — und nimmt mit der fortschreitenden Tiefe des Bohrlochs nur kaum merkbar ab. Die Tiefe der Bohrlöcher ist bequem bis zu 3 m ausführbar. Folgende Leistungen der Maschine sind hier noch anzuführen:

1. zwei Mann bohrten bei verticaler Stellung des Bohrer's im Granit in 8 Min. ein Bohrloch von 3,5 cm. Durchmesser, 10,5 cm tief; nach Einsetzen eines zweiten Bohrer's, wozu 2 Min. ausreichten, in 9 Min. 13 cm,
2. ein Mann bohrte unter denselben Verhältnissen gegen einen 0,4 m im Cubus grossen Sandstein in 8 Min. 32 cm. tief,
3. zwei Mann bohrten bei horizontaler Stellung des Bohrer's gegen einen am Boden liegenden Säulenschaft von Sandstein von 2 m Länge und 1 m Durchmesser mit einem 4 cm starken Bohrer in der Richtung der Säulenaxe in 15 Min. ein Bohrloch von 1 m Tiefe u. s. w. —."

Wenn auch die Maschine nicht im Stande sein wird, den, durch comprimirte Luft betriebenen Bohrmaschinen Concurrenz zu machen, so kann

dieselbe meiner Ansicht nach beim Streckenauffahren mit sogen. forcirtem Betrieb, wo man weniger die Kosten scheut, um rasch vorwärts zu kommen und ferner da, wo man die Maschinenanlage zur Herstellung einer grösseren Betriebskraft für Bohrmaschinen nicht schnell genug herstellen kann, oder endlich wo es sich bei kleinen Objecten nicht lohnt, eine grössere maschinelle Anlage zu verrichten, ganz gute Dienste leisten, niemals aber wird die Arbeit billiger, als das Bohren vermittelst Schlägel.

Auf der Pariser Weltausstellung im Jahr 1878 wurde eine Handbohrmaschine von Jordan Sohn & Meihe in London ausgestellt, welche auch später, auf einigen Gruben im Siegen'schen und Nassauischen in

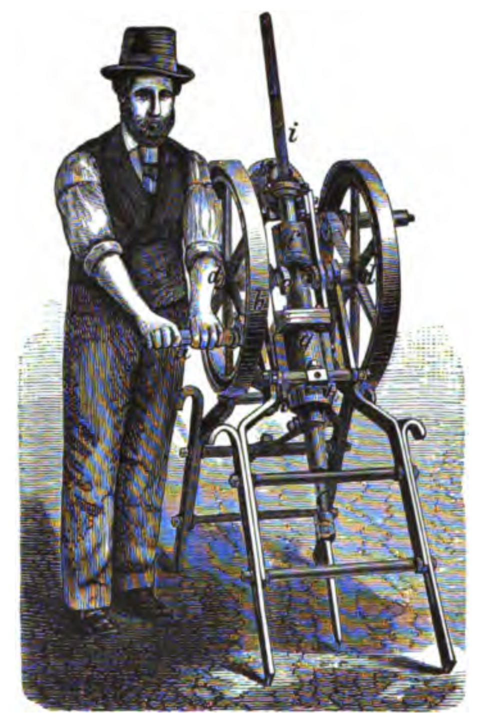


Fig. 37.

Gebrauch kam. Dieselbe unterscheidet sich von der vorher beschriebenen Maschine dadurch, dass statt der Federn comprimirte Luft die Betriebskraft ist. An der Schwungradwelle, zugleich Kurbelwelle für 2 Arbeiter, sind 2 Hebedaumen angebracht, welche die Bohrspindel bei jeder Umdrehung der Welle zweimal heben, ihr eine schwache Drehung geben und zugleich in dem, an der Maschine befindlichen Cylinder Luft comprimiren.

Sobald nun die Hebedaumen abgleiten, wird der Bohrer durch die

Expansionskraft der Luft gegen das Gestein geworfen. Fig. 37 zeigt die Maschine im Betrieb. Die Bohrstange, an welche vorn der Bohrer festgeklemmt wird, hat in ihrer Verlängerung eine Schraube, wodurch vermittelst eines einfachen Mechanismus der Vortrieb und die Drehung des Bohrer's bewirkt wird; auch kann diese Arbeit vermittelst einer Kurbel selbstständig nach Belieben stattfinden.

Zur Vergleichung der Leistungsfähigkeit dieser Maschine diene das im Ochsenkopftunnel bei einem Probebohren erzielte Resultat:

Mit Aufstellen, Ingangsetzen und Abrüsten der Maschine werden 16 Minuten gebraucht; mit einer Aufstellung können 4 Löcher à 1 m lang gebohrt werden, macht also an Aufstellungszeit

pro laufenden m Loch . . . . 4 Min.
Bohrlänge in 10 Min. 40 cm mithin an Bohrzeit p. lfd. m Loch 25 Min.
Summa 29 Min.

Zu einem Fortschritt des Stollenortes von 0,5 m sind, da die Bohrer ziemlich breit sind und die Löcher desshalb eine grössere Ladung Sprengmaterial fassen können ca. 18 Löcher nöthig, mithin erfordert der oben angegebene Fortschritt 18 . 29 = 522 Min. Bohrzeit. Zur Bedienung sind 4 Mann nöthig, da zwei Mann, welche beim Drehen der Kurbelwelle beschäftigt sind, sich immer ablösen müssen; ausserdem erfordert der Bohrbetrieb an der Maschine so angestrengte Arbeit, dass nur die kräftigsten Arbeiter im Stand sind, eine 8 stündige Arbeitszeit auszuhalten.

Bei Handbohrarbeit können jedoch vor Ort zwei Partieen à zwei Mann zu gleicher Zeit arbeiten. Wenn auch bei dieser Arbeit zu einem Fortschritt des Stollenortes von 0,5 m ca. 28 Löcher gehören, so kommt bei der Vergleichung hier nur der Aufenthalt von 14 Löchern in Berechnung, da die zwei Partieen, wie schon gesagt, zu gleicher Zeit arbeiten.

Bei Handbohrung werden nun in einer Min. 3,6 cm Loch gebohrt, mithin sind p. laufende M. Loch 28 Min. erforderlich und um den oben genannten Fortschritt zu erzielen: $\frac{28}{2} \cdot 28 = 492$ Min. Bohrzeit.

Die Handbohrarbeit ist also in jedem Fall vortheilhafter und diese Bohrmaschinen nur da anwendbar, wo forcirter Betrieb mit etwa zwei nebeneinander stehenden Bohrmaschinen stattfindet, ohne Rücksichtnahme auf die dadurch entstehenden bedeutenden Mehrkosten.

Die Herstellung der Bohrlöcher durch Bohrmaschinen, welche mittelst comprimirter Luft, Dampf oder gepressten Wasser getrieben werden und hierzu einer grösseren Kraftmaschinenanlage bedürfen, sollen, wie schon erwähnt, später in einem besondern Kapitel abgehandelt werden, da das Maschinenbohren einen ganz andern Betrieb der Stollenarbeit erfordert und von der Handbohrarbeit, z. B. bei forcirtem Betrieb, wie solcher bei langen Tunnels vorkommt, sich wesentlich unterscheidet.

III. Sprengmaterial.

Nachdem die Betrachtung der Handbohrarbeit in dem Vorhergehenden stattgefunden hat, soll nun der zweite wichtige Theil der Sprengarbeit, das Sprengmaterial in Betracht genommen werden. Das zuerst angewendete Sprengmaterial, das sogen. **Spreng-Pulver** gebrauchte man seit Anfang des 17. Jahrhundert in Deutschland und findet jetzt noch da, wo es darauf ankommt, eine langsam vor sich gehende Sprengung und keine vollständige Zerstörung hervorzubringen, die einzige Anwendung.

Dasselbe hat etwa folgende Zusammensetzung:

65 % Salpeter
20 „ Schwefel
15 „ Kohle.

Die Zusammensetzung der Bestandtheile variirt sehr oft, jedoch ist der Unterschied nicht sehr gross. Nach den Untersuchungen von Nobel und Abel wird Pulver, welches in einem geschlossenen Gefässe zur Explosion gebracht ist, in folgender Weise zersetzt: Es entstehen 57 % des Gewichts feste Rückstände aus schwefelsaurem, salpetersaurem, kohlensaurem Kali; einfach Schwefelkalium, Schwefelcyankalium, Kali, Ammonium, Sesquikarbonat, Schwefel und Kohle und 43 % des Gewichts Gase aus Kohlensäure, Kohlenoxyd, Stickstoff, Schwefelwasserstoff, Kohlenwasserstoff, Wasserstoff und Sauerstoff bestehend. Die Spannung der Gase wurde zu 6400 Atmosphären und die Explosionstemperatur zu 2200° Cels. ermittelt.



Fig. 38.

Der grösste Theil der Verbrennungsgase besteht aus Kohlensäure und Stickstoff, vom ersteren etwa 50 % und vom letzteren etwa 40 %. Die rasche Entfernung dieser, der Gesundheit schädlichen Gase ist bei unterirdischen Bauten sehr wichtig und eine Hauptaufgabe des Ingenieurs.

Die Güte des Pulvers wird beurtheilt nach der Härte der einzelnen Körner, da leicht zerreibliches Pulver schlecht ist; ferner muss dasselbe staubfrei sein. Runde glänzend polirte Pulverkörner halten sich besser, jedoch ist die Entzündung schwerer, als bei rauhen Pulverkörnern von unebener Form. — Feucht gewordenes Pulver verliert den grössten Theil seiner Wirkung, auch wenn es wieder getrocknet ist, man muss also mit der Aufbewahrung des Pulvers sehr penibel sein. Ueber Behandlung, Transport und Aufbewahrung des

Pulvers bestehen in Deutschland ausgedehnte polizeiliche Vorschriften, deren Nichtbefolgung streng bestraft wird, da trotz aller Vorsicht und Kenntniss der Gefahr noch täglich Unglücksfälle vorkommen.

Die Stärke des Pulvers wird auf den meisten Gruben durch die Stangenprobe ermittelt. Das hierzu gebräuchliche Instrument zeigt Fig. 38, welches auf den Gruben am Harz und in Freiberg benutzt wird. In dem kleinen Mörser *a* wird ein bestimmtes Quantum einer Pulversorte zur Explosion gebracht und hierdurch der fest auf der Mündung sitzende Metalldeckel in die Höhe geschleudert. Auf dem Metalldeckel ist eine graduirte Zahnstange befestigt, welche die Federn *ff* auf dem Punkte festhalten, auf welchen sie durch die Kraft des Pulvers hingetrieben wird. Eine andere Art der Prüfung ist diejenige mit der Probirkanone. Dieselbe hat 70 cm lange Bohrung von 4,4 cm Weite und ihr Gewicht beträgt 39 kg.

Diese Kanone, welche in einem Rahmen aufgehängt ist, wird mit 80 g Pulver geladen und dann nach der Abfeuerung der Rückschlag an einem Gradbogen gemessen. Gutes Sprengpulver giebt einen Rückschlag von 20°. Ein kg Sprengpulver in lockerem Zustand nimmt ca. 1080 ccm Raum ein und lässt sich auf ungefähr 1000 ccm zusammenpressen.

Ist d die Bohrlochweite in cm so ist $\frac{1375}{d\,2}$ die Höhe in cm, welche durch 1 kg Pulver eingenommen wird.

Durch die bei der Verbrennung des Pulvers im Bohrloch entstehenden Gase wird das Gestein gelöst und die gelösten Stücke zum Theil weit weg geschleudert. Es kommt jedoch nicht immer darauf an, dass die Explosion vollständig d. h. dass das gelöste Gestein herausgeworfen wird, sondern es ist in den meisten Fällen gewinnbringend für den Stollenbe-

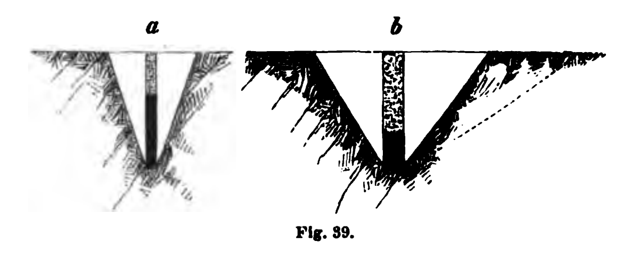


Fig. 39.

trieb, wenn das Gestein nur soweit gelöst wird, dass dasselbe bequem mit Keilen, Brecheisen und Keilhauen hereingebrochen werden kann. Eine Explosion, die in der letzt beschriebenen Weise gewirkt hat, erstreckt sich auf einen grösseren Umfang, als wenn das Pulver die gelösten Massen sofort herauswirft; geschieht dies, so spart man wohl die Arbeit des Hereinbrechens; allein es ist auch nicht viel Gesteinsmasse los getrennt. Bei einem langsam wirkenden Schuss wird das Gestein auf einem grösseren

Umkreise gelöst und kann leicht hereingebrochen werden. In der Bergmannssprache heisst man dies: „der Schuss hat gehoben."

Um dies zu erzielen, muss die Sprengladung möglichst auf dem Grunde des Bohrlochs angebracht und mit einem starken Besatz fest verkeilt werden. Bei Betrachtung der Fig. 39 ist das Bohrloch in *a* mit einer gewissen Pulverladung bis $^2/_3$ der Länge gefüllt. Bei der Explosion wird das Pulver auf die Seitenwände und den weniger widerstandsfähigen Besatz einen solchen starken Druck ausüben, dass das Gestein in dem Umfang, wie es in der Figur angegeben, ganz zertrümmert heraus geworfen wird. Kommt dagegen dieselbe Ladung in ein breiteres Bohrloch, so dass wie in *b* angegeben nur der untere Theil des Loches mit der Ladung und die grösste Länge mit Besatz ausgefüllt wird, so ist die Wirkung eine ganz andere. Der Besatz ist dann widerstandsfähiger und die Explosion verursacht ein Zertrümmern resp. Lockern des Gesteins in dem Umfang, den die punktirten Linien angeben, ohne dass viel Gestein herausgeworfen wird; der Schuss ist jedoch hierbei effectvoller.

Um dies noch vollständiger zu erzielen, hat man Instrumente erfunden, um den untern Theil des Bohrlochs zu einer Kammer zu erweitern jedoch hat die darauf verwendete Zeit im Verhältniss zu der grösseren

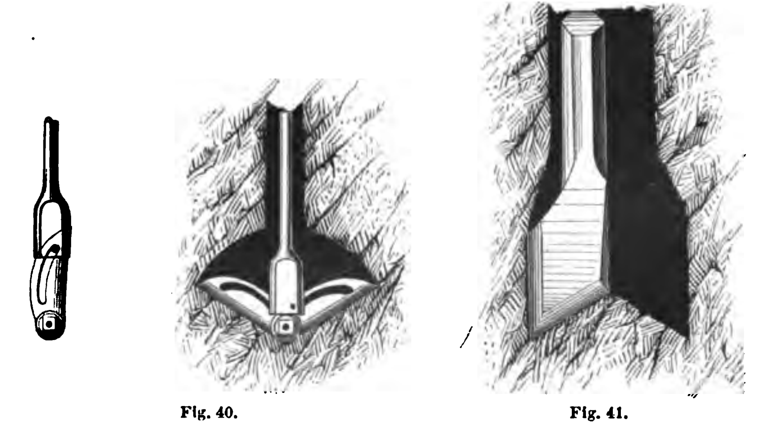


Fig. 40. Fig. 41.

Wirkung kein günstiges Resultat ergeben. Fig. 40 und 41 giebt die Ansicht von sogenannten Erweiterungsbohrern; der erste ist der sogenannte Scheerenbohrer. Vorausgesetzt wird bei beiden Constructionen, dass die Löcher vorerst mit gewöhnlichen Bohrern fertig hergestellt sind.

Bei dem Scheerenbohrer werden durch den, auf denselben geführten Schlag die beiden Coulissen durch den, in dem Führungsschlitz sich bewegenden Stift auseinander getrieben. Die zweite Form des Erweiterungsbohrers ergiebt schon aus der Ansicht die Art und Weise des Arbeitsvorganges.

In Kalkfelsen wurden auch mit Vortheil Säuren zur Erweiterung der Bohrlöcher verwendet.

Um sich den Vorgang der Sprengwirkungen, wie sie vorhin beschrieben sind, genau vorzustellen diene folgende Betrachtung. Fig. 42.

In einem gleichmässig dichten und geschichteten Gebirge sei im Punkt x die Sprengladung angebracht. Sobald dieselbe zur Explosion kommt, wird das Gestein innerhalb des kleinen Kreises ungefähr, voll-

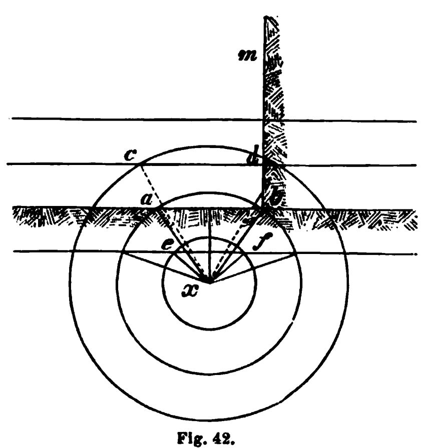


Fig. 42.

ständig zerstört d. h. die Cohäsion wird ganz aufgehoben und das Gewicht derselben überwunden resp. das Gestein aus seiner Lage gebracht; innerhalb des zweiten Kreises wird das Gestein nur noch seine Cohäsion verlieren und zertrümmert werden, endlich innerhalb des dritten Kreises wird das Gestein durch die noch fühlbare Erschütterung etwas gelockert; es wird hier nur die Elasticitätsgrenze überwunden. Schneidet nun den grossen Kreis die Oberfläche des Gesteins etwa in $c\,d$ so wird also nur eine Lockerung desselben innerhalb des Dreiecks, welches die Linien von den Durchschnittspunkten des Kreises nach dem Mittelpunkt x gezogen darstellen, sichtbar, resp. der hiermit bezeichnete Kegel gelockert sein.

Dieser Kegel oder Trichter ist der sogenannte Minentrichter; trifft die Oberfläche den zweiten Kreis oder Zone, so wird das Gestein innerhalb des dann gebildeten Minentrichters vollständig zerstört, und trifft endlich die Oberfläche den dritten Kreis oder Zone etwa in $e\,f$, so wird das Gestein innerhalb des dann sich bildenden Minentrichters nicht allein zerstört, sondern ganz weit herausgeschleudert. Dieser Minentrichter ist um so grösser an Inhalt, als die Axe des Kegels, d. i. der Abstand der Ladung von der Oberfläche des Gesteins, grösser ist. Dieser Abstand wird auch die Linie vom kleinsten Widerstand genannt.

Ein Bohrloch hat wenig Wirkung, wenn es senkrecht mit der Schich-

tung oder auf derselben gebohrt wird; erst nachdem das Loch etwas gegen die Schichtflächen oder Kluftflächen geneigt, ausgeführt wird, ist die Wirkung eine kräftigere; nur muss die Entfernung der Ladung von der Oberfläche berücksichtigt werden, d. h. die Linie vom kleinsten Widerstand muss möglichst gross ausfallen, was in der Bergmannsprache „dem Schuss vorgeben" heisst.

Das Verhältniss des Gewichtes des explodirenden Pulvers zum Gewicht des gesprengten Felsens beträgt 1 : 7000 bis 1 : 14000 und kann im Durchschnitt zu 1 : 10000 angenommen werden.

Die Regel für das Gewicht der Pulverladung kann wie folgt aufgestellt werden:

$$\text{Sprengpulver in kg} = \left(\frac{\text{Linie des geringsten Widerstandes in Metern}}{2}\right)^3.$$

Denkt man sich bei der zuletzt betrachteten Darstellung der Sprengwirkung auf der Bohrlochrichtung eine senkrechte Wand *m b*, Fig. 37, so ist klar, dass nur die Hälfte der im Minentrichter gelösten Massen erzielt wird, da bei der anderen Hälfte die Wirkung des Schusses durch den passiven Widerstand der Wand *a b* aufgehoben wird; dieser Fall ist vorhanden, sobald an der Brust eines Stollenortes ein Schuss in der Ecke angesetzt wird, um für die folgenden Schüsse mindestens zwei freie Oberflächen zu erzielen. Bei dem ersten Zustand vor dem Schuss sagt man: das Gebirge steht in der „Verspannung" und der Zustand nach dem Schuss heisst: „Einbruch geschossen". Gewöhnlich wird der Einbruch in der Sohle bei einmännischem Bohren oder in der First bei zweimännischem Bohren nicht blos in den Ecken, sondern in der ganzen Breite des Stollens vorgenommen.

Das Einbruchschiessen ist der schwierigste Theil der Sprengarbeit, d. h. der theuerste in Bezug auf den geringen Erfolg. Die Schüsse, welche nach dem Einbruchschiessen abgethan werden, haben dann die doppelte, fast dreifache Wirkung.

Diese Arbeit des Einbruchschiessens ist sehr wichtig und bei dem Maschinenbohren ein wesentlicher Factor bei der Kostenberechnung, insofern beim Maschinenbohren forcirter Betrieb oder rein bergmännischer Betrieb stattfindet, ein Unterschied, den ich später besonders beleuchten will.

Schon in früherer Zeit hatte man herausgefunden durch Zufall, dass eine Pulverladung mit Sägespähnen gemischt eine ebenso grosse, ja fast noch grössere Wirkung hatte, als die gleich grosse Raumeinheit reinen Pulvers. Dies mag wohl seinen Grund darin haben, dass das Sägemehl mit dem Pulver gemischt eine homogene Masse bildete, und die Verbrennung der einzelnen Pulverkörner rascher einleitete, das Pulver somit durch gleichzeitiges Explodiren der einzelnen Körner besser zur Wirkung kam. Man war fälschlich lange Zeit der Meinung, dass die Beimengung anderer Stoffe die Kraft des Pulvers erhöhe und versuchte nun auf ver-

schiedenen Gruben eine Mischung mit Lycopodiumsamen, Colophonium, Messingspähnen, Hornspähnen, Mehl, Stärke und sonst. dergl. nennbare und unnennbare Stoffe, deren Anwendung ebenso wieder aus der Praxis verschwand. Später, als neue Sprengstoffe, namentlich die später zu betrachtenden werthvollen Nitrilverbindungen angewendet wurden, versuchten viele Chemiker die Zusammensetzung des Pulvers in anderer Weise, um dasselbe wirksamer zu machen. So entstand z. B. das Pulver von Davey, welches statt des Schwefels Kohle, Mehl oder Kleie enthielt, ferner das Pulver von Schulte, welches keinen Schwefel und statt der Kohle Holzkörner enthielt. Diese kleinen Holzkörner wurden besonders präparirt und dann mit sauer- oder stickstoffhaltigen Salzen gesättigt; ferner das Pulver von Küp in Mühlheim a. d. Ruhr, welches statt Kalisalpeter 80% Barytsalpeter enthielt, und Haloxylin, ein Pulver ohne Schwefel mit 45 Theilen Kalisalpeter,
9 „ Sägespähne,
5 „ Holzkohle,
1 „ Ferrocyankalium u. d. m.

Tabelle II.

Leistung eines Bohrhäuers und Verbrauch an Pulver und Zündschnur bei der Sprengarbeit eines Stollens.

Gesteinsklasse.	Ein Häuer sprengt in 8stündiger Schicht cbm	1 cbm zu lösen erfordert in einem Stollen von 5 qm Querschnitten		
		Häuerschichten	Pulver kg	Zünder m
I. Sehr schwer schiessbar	0,11 bis 0,06	9,3 bis 17,5	1,3 bis 2,5	16,2.
II. Schwer schiessbar	0,21 bis 0,11	4,7 bis 8,8	0,9 bis 1,8	13,2.
III. Leicht schiessbar	0,31 bis 0,17	3,1 bis 5,8	0,8 bis 1,5	8,8.

Alle diese Pulversorten sollten immer vorzügliche Eigenschaften besitzen, konnten aber nie den Werth erreichen, welchen das

Nitroglycerin

in der kurzen Zeit seines Bekanntwerdens als Sprengmittels erreicht hat. Bevor ich auf die Betrachtung der Nitroglycerinpräparate weiter eingehe, füge ich noch die vorstehende von Prof. Rziha in seinem Werk über

Tunnelbaukunst gegebene Tabelle über die Leistung der Sprengarbeit mit Pulver zur allgemeinen Uebersicht hier bei.

Die Resultate beziehen sich auf Erfahrungen, welche beim Stollenbetrieb verschiedener Tunnelbauten gemacht worden sind.

Sprengöl und Dynamit. Mit der Anwendung des Sprengöls erzielte man bei den unterirdischen Bauten, wie überhaupt bei Arbeiten im festen Felsen colossale Fortschritte, indem durch die enorme Wirkungskraft des Sprengöls der Fortschritt der Arbeiten bei gleicher Anzahl Arbeiter sich fast verdreifachte und überhaupt das härteste und bis dahin undurchdringlichste Gestein jetzt der Gewalt des Sprengöls kein Hinderniss mehr bereiten konnte. Stahl und Eisen werden durch das Sprengöl zermalmt und die früher bei Pulversprengungen so wichtige Frage über Härte und Sprödigkeit des Gesteins kommt jetzt nicht mehr in Betracht, zumal auch mit der Anwendung der Bohrmaschine im härtesten Gestein die Arbeit des Bohrens resp. Anbringung von Sprenglöchern so über alle Massen erleichtert ist.

Das Sprengöl ist ein mit Salpetersäure gekochtes Glycerinöl. Dasselbe wurde schon Anfangs der 50er Jahre von Sombrero in Paris im Laboratorium hergestellt und erkannte man bald die explosiven Eigenschaften des Sprengöls; indessen ist die Fabrikation im Grossen zu den Zwecken der Sprengung erst Alfred Nobel in Hamburg gelungen. Ebenso wie es manche Unglücksfälle im Laboratorium gab, wo man mit dem Sprengstoff nicht vorsichtig genug umging, so ging es auch bei der Herstellung im Grossen nicht so glatt ab und die furchtbaren Explosionen in Stockholm und Hamburg, sowie die einer ganzen Schiffsladung, welche nach England bestimmt war, sind Zeugen gewesen von der kaum zu ermessenden Kraft und Gefahr, welche dieser unscheinbare und so unschuldig aussehende Stoff in sich birgt.

Das Sprengöl und mit ihm die grossartigen Wirkungen haben in neuerer Zeit, wenn ich so sagen soll, eine Reduction erfahren dadurch, dass die Anwendung in reinem Zustand von allen Staaten wegen der massenhaft vorgekommenen Unglücksfälle verboten ist; es darf nur noch gemischt mit Kieselguhr oder Gelatine zur Anwendung kommen. Ersterer Stoff wird Dynamit und letzterer Sprenggelatine genannt. Das reine Sprengöl oder Nitroglycerin ist ein hellgelbes Oel von 1,6 spec. Gewicht, es geht also im Wasser unter. Es wird aber nur von Alkohol und nicht von Wasser aufgelöst, kann ohne Gefahr bis 100° Cels. erwärmt werden, explodirt aber bei ca. 180° Cels. — Bei einer Temperatur unter 11° friert das Nitroglycerin und wird ganz hart, d. h. talgig. Es ist sehr giftig und man muss mit der Behandlung desselben sehr vorsichtig sein; alle nitroglycerinhaltigen Stoffe müssen mit grosser Vorsicht gehandhabt werden, da sie bei Wunden an den Händen gefährliche Einwirkungen haben können.

Nach Angaben des Erfinders A. Nobel soll das Sprengöl die 13fache Kraft des Pulvers haben und entwickelt derselbe das Resultat auf folgende Art und Weise:

Beim Pulver werden bei der Explosion nur etwa 50% in Gase verwandelt, welche durch ihre Ausdehnung bei der stark entwickelten Hitze noch intensiver wirken, als es kalte Gase thun würden. In der Praxis hat man gefunden, dass die kalten Gase des Pulvers ca. 200 Volumina betragen und diese durch die Hitze auf das Doppelte ausgedehnt werden, also $2 \cdot 200 = 400$ Volumina ergeben.

Das Sprengöl explodirt vollständig; es können hierbei nicht unverbrannte Körnchen wie beim Pulver mit fortfliegen, da es eine homogene Masse ist. Auch hinterlässt es keinen Rückstand wie das Pulver, als Schleim, Staub etc.

Die chemische Formel des Sprengöls ist nun:

$$C^6 H^5 O^3 [No]^3 = \qquad O^{16}$$

Davon absobiren bei der Verbrennung

$$\begin{matrix} C^6 = O^{12} \\ H^5 = O^5 \end{matrix} = \qquad O^{17}$$

Es bleiben daher nach geschehener vollständiger Verbrennung O^1.

Von 100 Gewichtstheilen Sprengöl werden bei der Verbrennung gebildet:

ca.	20	Theile	Wasser
-	58	-	Kohlensäure
-	3,5	-	Sauerstoff
-	18,5	-	Stickstoff
	100	Theile.	

Da das spec. Gewicht des Sprengöls 1,6 ist, so erzeugt ein Volumen Sprengöl bei der Verbrennung:

554	Volumina	Wasserdampf
459	-	Kohlensäure
39	-	Sauerstoff
236	-	Stickstoff
1298 oder nahezu 1300 Volumen.		

Wenn nun die kalten Gase des Pulvers eine 4fache Ausdehnung erhalten, so werden diejenigen des Sprengöls bei den viel intensiveren Hitzegraden (bei der Explosion kenntlich an dem sehr weissen Licht) jedenfalls um das 8fache ausgedehnt, mithin ergeben die 1300 Volumina kalte Gase 10400 Volumen und es hat demnach das Nitroglycerin im Verhältniss zum Pulver die 13fache Kraft den Volumen nach und die 8fache dem Gewichte nach, wobei das spec. Gewicht des Oels zu 1,6 und des Pulvers zu 1,0 angenommen ist.

Das Abthun der Löcher mit Sprengöl geschah nun auf folgende Art und Weise:

Man nahm eine gut geleimte starke Papierpatrone mit eingeklebtem Papierboden, so dass die Röhre, Fig. 43, in zwei Theile getheilt wurde, wovon der eine Theil $^1/_4$ der ganzen Länge ausmachte.

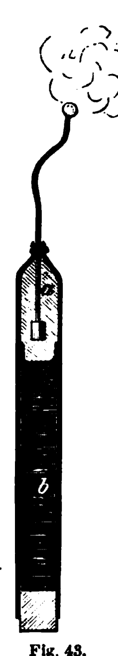


Fig. 43.

In diesen kleineren Raum *a* wurde gutes Jagd- oder Scheibenpulver geschüttet und eine gute Zündschnur hinein gesteckt und dann der Raum durch Zubinden um die Schnur herum verschlossen. Sodann wurde die Patrone herum gedreht und der Raum *b* mit Sprengöl gefüllt und mit einem Korkpfropfen verschlossen.

Die Patrone wurde dann in das Bohrloch hinein gesteckt und der übrige Raum mit Papier, Sägespähnen, Häcksel oder Sand ausgefüllt. Der Besatz brauchte nur ganz lose darauf gebracht zu werden, da die herbeigeführte Explosion sofort vollständig erfolgte und ihre ganze Wirkung auf die Seitenwände des Bohrlochs ausübte; dadurch, dass das Sprengöl eine homogene Masse ist, wird die Wirkung durch die gleichzeitige Explosion aller einzelnen Theile wirksamer, als bei Pulver, von welchem ein Körnchen nach dem andern angesteckt wird, also eine gewisse Zeit, wenn auch für uns unmessbar, vergeht ehe die einzelnen Pulverkörner explodiren.

Mit Glycerin würde man nie ein Geschoss aus einem Rohr hinaustreiben, das Rohr würde auf jeden Fall platzen. Dies ist nur mit Pulver möglich, dessen Gase nach und nach zur Wirkung kommen und den Pfropfen resp. das Geschoss immer etwas heben, bis er mit der immer grösser gewordenen Geschwindigkeit zum Rohre hinausfliegt.

Sehr oft war der Schlag nicht intensiv genug und das Oel kam nicht zur Explosion, sondern brannte mit heller Flamme aus; namentlich war dies der Fall, wenn der Pfropfen nicht dicht war und etwas Oel aus der Patrone herausdrang, wodurch sich ein freier Raum zwischen Oel und Pulver bildete, welcher den Schlag des Pulvers auf das Oel abschwächte.

Bei Wasserschüssen wurden sogen. Patentzündhütchen verwendet. Dies war ein Zündhütchen mit 16facher Ladung eines gewöhnlichen Percussionshütchens für Jagdflinten und zwar von den Dimensionen der Zündschnüre. Um damit das Oel zur Explosion zu bringen, wurde das Zündhütchen an das untere Ende der Zündschnur geschoben und mit etwas Wachs oder Talg wasserdicht verklebt. Dieses Zündhütchen mit der Schnur steckte man bis auf den Boden der Patrone liess dann das Wasser als Besatz über dem Oel stehen und steckte die Zündschnur an. Hierdurch kam das

Hütchen zur Explosion und der Schlag desselben war hinreichend kräftig, das Oel wiederum zur Explosion zu bringen.

Zahlreiche bald folgende Unglücksfälle hatte die Anwendung des Sprengöls leider im Gefolge, der Erfinder musste desshalb auf Mittel zur Abwendung der Gefahr beim Gebrauch sinnen. Nach kurzer Zeit geschah die Versendung des Oels in aufgelöstem Zustand, wo es weniger gefährlich war.

Die Auflösung geschah in Aethylalkohol; kurz vor dem Gebrauch schüttete man die Lösung in Wasser, wobei das Oel sofort untersank und der Alkohol sich mit dem Wasser vereinigte. Das Wasser wurde dann vorsichtig abgegossen und das Oel war zum Gebrauch fertig. Welche immense Kraft das Sprengöl entwickelt, geht daraus hervor, dass Eisensauen in einem Hohofen durch einige Fingerhüte voll Oel in mehrere Stücke gesprengt werden konnten. Legte man einen ganz kleinen Tropfen Oel auf einen Ambos und schlug mit der glatten Fläche des Hammers darauf, so wurde der Hammer in Stücken umhergeschleudert.

Die Opfer dieser Experimente sowie der Fälle, welche durch Unvorsichtigkeit bei Wiederverwendung der Gefässe, Laden und Besetzen der Schüsse geschehen sind, kann man kaum zählen und die meisten Regierungen sahen sich wie schon erwähnt veranlasst, trotz der colossalen Leistungen und Wirkungen des Sprengöls, die Anwendung desselben zu verbieten.

Da kam der Erfinder auf den glücklichen Gedanken das Sprengöl mit Kieselguhr, welches das Oel aufsaugt, zu vermischen und dadurch einen Stoff, das sogen. Dynamit herzustellen, welches zwar nicht so wirksam als das pure Sprengöl, aber doch in seiner Anwendung nicht mehr so gefährlich war.

Dieser Stoff erträgt Stoss und Schlag, wenn er nicht allzu intensiv ist, ohne dass eine Explosion erfolgt; auch ist eine leichtere Handhabung möglich, da das Auswaschen des Sprengöls, Füllen in die Patrone etc. doch zeitraubend, gefährlich und durch Verlust von Oel kostspielig war. Das Dynamit ist dem Gewicht nach zusammengesetzt von 72—74 % Nitroglycerin und 22—26 % Kieselguhr; es bildet eine gelblich röthliche, sich fettig anfühlende Masse und hat im übrigen die beim Nitroglycerin aufgeführten Eigenschaften mit dem Unterschied, dass der Schlag und Stoss schon ziemlich intensiv sein muss, ehe das Dynamit zur Explosion kommt. Auf einer Unterlage von Holz oder Stein kann Dynamit mit dem Hammer ohne Gefahr traktirt werden, dagegen in ganz dünner Schicht auf einer Eisenplatte ausgebreitet, würde es durch einen Hammerschlag wohl schon zur Explosion gebracht.

Man hat Dynamit in Kisten verpackt aus einer ziemlichen Höhe auf den Boden fallen lassen, ohne dass eine Entzündung entstand. Ist der Stoss bei Dynamit, das auf einer Steinplatte ausgebreitet, sehr intensiv,

so kommt unter Umständen ebenfalls Explosion vor und es geschieht leider nur zu häufig, dass bei abgebrochenen oder verschleuderten Patronen, welche sich in der Schuttmasse befinden, bei kräftigen Keilhauehieben in dieselben, eine Explosion hervorgerufen wird.

Durch sogen. Patentzündhütchen, wie sie beim Sprengöl benutzt wurden, wird Dynamit ebenfalls zur Explosion gebracht und ist dies die einzige Art der Anwendung beim Sprengen.

Das Dynamit wird in den üblichen Dimensionen der Bohrlöcher als Patronen fabricirt und zwar in Längen von 2—15 cm in Pergamentpapier gewickelt. Soll nun damit ein Bohrloch abgethan werden, so nimmt man die einzelnen Patronen, schiebt sie hintereinander in das Bohrloch hinein und drückt sie mit einem hölzernen Ladestock fest zusammen, so dass sie sich fest an die Bohrlochswandungen anschliessen; darauf wird eine kleine Patrone, in welcher die Zündschnur mit dem Zündhütchen steckt und fest verbunden ist, die sogenannte Schlagpatrone, oben aufgesetzt und der übrige Theil des Bohrlochs mit losem Sand oder sonstigem Gesteinsmehl ausgefüllt. Nach Entzündung des Zündhütchens in der Schlagpatrone kommt diese selbst und damit die übrigen fest aufeinander liegenden Patronen zur Explosion. Soll unter Wasser geschossen werden, so muss das Zündhütchen fest an die Zündschnur gepresst mit etwas Talg oder Wachs verschmiert und die Schlagpatrone hineingesteckt werden.

Die Schlagpatronen können vorräthig gemacht werden und wird dann die Sprengarbeit namentlich auf Arbeitsstellen, wo sehr viele Leute beschäftigt sind, sehr vereinfacht.

Nur für die Winterszeit, da auch Dynamit schon bei + 7° Cels. gefriert, resp. hart wird und in diesem Zustand nicht explodirt, ist die Sprengarbeit durch die nöthige Vorsicht bei der Behandlung des Dynamits etwas umständlich.

Der Erfinder schlug vor, dass die Bergleute die Patronen in der Tasche tragen möchten, damit dieselben durch die Körperwärme weich und brauchbar blieben; allein dies Verfahren ist bei grösserem Betrieb nicht gut anzuwenden, weil der Veruntreuung des theuren Sprengmaterials sowie dem grössten Unfug durch falschen Gebrauch desselben Thür und Thor geöffnet wird. Es hat sich desshalb auf grösseren Arbeitsstellen folgendes System für Aufbewahrung und Behandlung des Dynamits, namentlich bei Tunnelbauten, herausgebildet.

1. Die Aufbewahrung geschieht in einem einfachen aus doppelter Bretterwand mit Lohe- oder Moosausfüllung oder aus Fachwand bestehenden Schuppen, welcher nicht wie Pulvermagazine gewöhnlich, mit einem Erdwalle umgeben ist, sondern frei steht. Zur Verhütung von Feuersgefahr wird der Schuppen rings mit Schiefer beschlagen. 2 m von den Wänden entfernt ist ein grosser Plankenzaun errichtet und zwischen diesem und

der Bude selbst ein Blitzableiter auf einer Stange aufgestellt. Das Magazin hat einen kleinen Vorbau, damit dasselbe durch eine Doppelthür abgeschlossen werden kann. Fig. 44 zeigt eine auf der Ostseite des Brandleitetunnels befindliche Dynamitmagazinanlage, welche ca. 900 M. kostet und den vorgenannten Bedingungen entspricht.

In manchen Bergwerksrevieren sind zum Schutz der umliegenden Häuser für den Fall einer vorkommenden Explosion Erdwälle um die Magazine herum aufgeführt, allein dies ist gerade verderblich für die

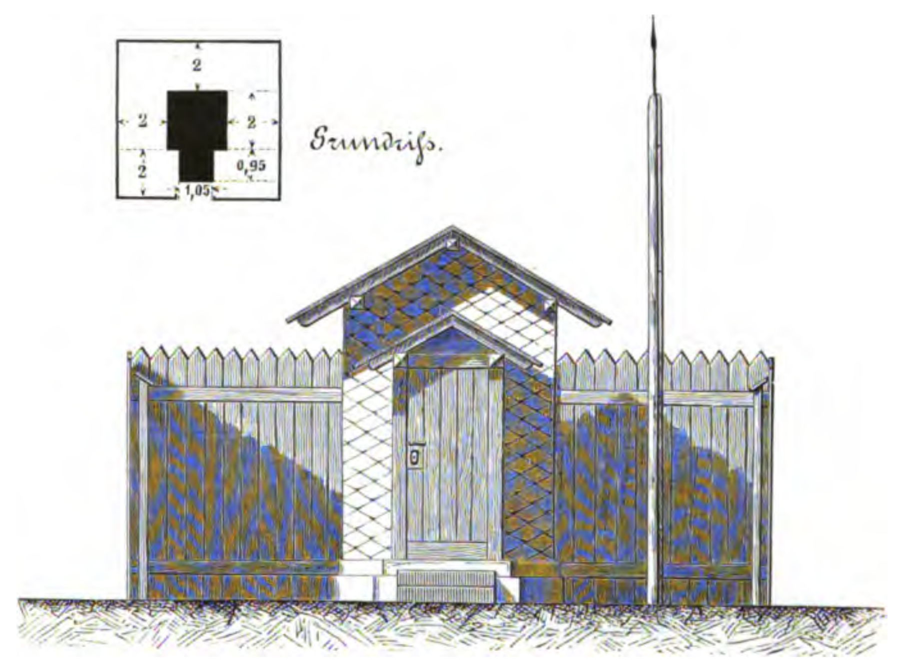


Fig. 44.

Nachbarschaft, indem die Masse des Erddammes, welche mit aller Macht fortgeschleudert wird, mehr Unheil anrichtet, als wie der Luftdruck bei einer ganz frei von allen Seiten stehenden Explosionsstelle, was in vielen dagewesenen Fällen constatirt worden ist.

Ganz verwerflich und unsinnig ist jedoch die Unterbringung des Dynamits unter der Erde in einem stollenartigen Raum und Keller, da die Verwüstungen bei einer etwa vorkommenden Explosion geradezu verheerend sein müssten.

Ungefähr 100 m von dem Magazin entfernt liegt eine kleine Bude aus Fachwand, welche im Winter ringsum mit Pferdedünger zugedeckt wird und in welcher je nach Bedürfniss ein oder mehrere Wärmeapparate

für Dynamitpatronen aufgestellt sind. Diese Wärmeapparate, Fig. 45, sind Blechkasten mit doppelten Wandungen von der Grösse, dass ein halber Centner Dynamit, also eine Kiste darin Aufnahme finden kann.

Die äussere Wand ist von der inneren 10—15 cm entfernt und hat nach oben eine Oeffnung zum Eintauchen eines Thermometers und ebenso zum Einfüllen von warmem Wasser. Am untern Ende befindet sich ein Messinghahn zum Ablassen desselben.

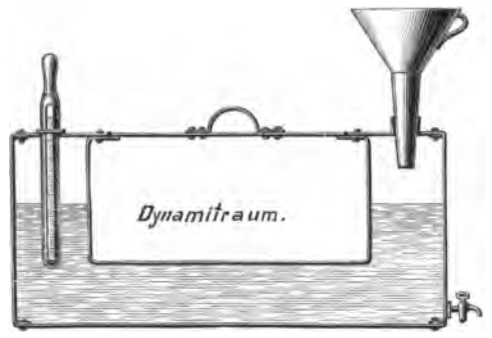


Fig. 45.

Gewöhnlich sind zwei der vorbeschriebenen Blechkasten vorhanden, der eine, welcher ein regelmässig durchlochtes Blech enthält, wird zum Wärmen der einzelnen Patronen, die in den Löchern aufgestellt werden, benutzt, damit die Wärme gleichmässig von allen Seiten herankommen kann. Der zweite Blechkasten dient zur Aufbewahrung des bereits gewärmten Dynamits in der wiederhergestellten Verpackung zur Abgabe an die Arbeiter.

Wieder 600 m von der Wärmebude entfernt ist eine dritte Bude, in welcher auf einem Ofen Wasser zum Wärmen heiss gemacht wird.

Diese drei Anlagen gehören unbedingt zu einer gefahrlosen Aufbewahrung und Behandlung von Dynamit, wozu noch die nachfolgend verzeichneten Instructionen bei einer grösseren Bauanlage zu erlassen sind:

1. Die Aufbewahrung des Dynamits hat in gut verschlossenen Räumen, welche mindestens 150 m von bewohnten Gebäuden und öffentlichen Wegen entfernt sind, zu geschehen.
2. Sprengpulver, Zündschnur und Zündhütchen dürfen nie zusammen in einem gemeinschaftlichen Raum untergebracht werden.
3. Bei den Arbeitsstellen im Tunnel oder Stollen müssen die kleinen Behälter für Dynamit schusssicher angelegt sein und darf nur der Bedarf für 1 Schicht in denselben aufbewahrt werden.
4. Hart gewordene Patronen dürfen nicht zur Verwendung kommen, sondern müssen vorerst erwärmt werden.
5. Das Aufwärmen der Patronen geschieht durch Wasser, welches nicht über 50° R. erhitzt ist und zwar in verschliessbaren Kasten

von Blech mit doppelten Wandungen, welche in einer eigens dazu errichteten Bude aufzustellen sind. Die Bude muss mindestens 50 m vom Magazin entfernt liegen.

Jede andere Art des Erwärmens von Dynamitpatronen ist streng zu untersagen.

6. Das Dynamitmagazin darf nie mit einem brennenden Licht oder mit brennender Cigarre oder Tabackspfeife betreten werden und haben die Arbeiter, welche mit dem Transport des Dynamits betraut sind, sich einer sogen. Sicherheitslampe zu bedienen.
7. Der Transport des Dynamits zur Arbeitsstelle geschieht in einem hölzernen, mit wollnen Decken ausgefütterten Kasten, welcher an einem über die Schulter gehenden Lederriemen getragen wird.
8. Sind die Schüsse nicht alle los gegangen, so hat der damit beauftragte Arbeiter unter Anwendung der grössten Vorsicht durch Aufsetzen einer neuen Schlagpatrone die versagten Schüsse nachträglich zur Explosion zu bringen. Erst wenn alle Versuche vergeblich angewandt sind, kann in der Nähe und zwar in der Entfernung von mindestens 25 cm ein neues Loch gebohrt werden, wobei man sich aber über die Richtung des versagten Schusses genau orientiren muss.
9. Ist es constatirt, dass durch die Explosion eines Schusses ein Theil der Ladung des Nachbarschusses, ohne explodirt zu haben, mit fortgerissen wurde, so sind die gelösten Gesteinsmassen vorsichtig zu untersuchen, damit nicht beim Zerkleinern resp. beim Laden der Schuttmassen die noch unversehrt gebliebenen und in der Schuttmasse sich befindenden Patronen durch Schlag explodiren.
10. Zum Laden der Bohrlöcher und zum Aufbringen der Besatzmasse dürfen nur hölzerne Ladestöcke Verwendung finden.

Wegen den, trotz aller Vorschriften und Belehrungen vorgekommenen Unglücksfällen, die alle auf Leichtsinn und Unachtsamkeit zurück zu führen sind, hat das Wort Dynamit keinen guten Klang und das grössere, nicht technische Publikum ist durch die immermehr in grösseren Quantitäten zur Verwendung kommenden Dynamitmassen beunruhigt, wesshalb der Fabrikant es sich angelegen sein liess, öffentliche Versuche über die Ungefährlichkeit des Stoffes bei sorgsamer Behandlung anzustellen und zur Kenntniss des Publikums zu bringen. Ein solcher Versuch, welcher im Jahre 1876 auf den Höfen der Nobel'schen Fabrik in Hamburg stattfand, wurde unter anderm in der in Saarbrücken erschienenen Zeitschrift „der Bergmannsfreund“ veröffentlicht und lasse ich hier den Aufsatz folgen:

„Dynamit."

„Dieser von Nobel erfundene Sprengstoff wird bekanntlich aus gereinigtem Nitroglycerin und Kieselguhr (Infusorienerde) hergestellt und explodirt in der üblichen Verpackung weder durch Feuer und Erhitzung noch durch Stoss und Druck. Um dieses nachzuweisen wurde auf dem am Walde oberhalb der Fabrikgebäude belegenen Verkaufsplatz ein mit Dynamit gefülltes Fässchen, das an einem 10 m hohen Gestelle hing, aus dieser Höhe auf eine Unterlage von Steinen herabfallen lassen; ferner wurden Dynamitpatronen auf Steine gelegt und man liess sodann ein Gewicht von mehreren Kilogrammen aus der Höhe herab darauf niederfallen — in beiden Fällen zeigte sich nicht die Spur einer explosiven Erscheinung.

Die Explosion der Thomas'schen Höllenmaschine in Bremerhafen kann daher, wenn sie reines Dynamit enthielt, nicht durch die Erschütterung an sich, sondern nur dadurch erfolgt sein, dass das Schlagwerk aus der Hemmung sprang und die mit ihm verbundene Zündmasse in vorzeitige Wirkung setzte. Das Nobel'sche Dynamit ist, was Transport und Manipulation betrifft, in weit geringerem Maasse gefährlich, als Schwarzpulver, denn es explodirt auch im Feuer nicht. Es wurde um dies zu zeigen zunächst ein Häufchen des Sprengmaterials in freier Luft verbrannt und sodann ein geschlossenes Fässchen mit Dynamit in ein offenes Feuer geworfen. Die Verbrennung geschah in beiden Fällen rasch und lebhaft, ohne von irgend welchem Knalle begleitet zu sein. Ebenso wenig erfolgte ein solcher, als Dynamit in einer geschlossenen Blechbüchse mittelst Zündschnur in Brand gesetzt wurde.

Es folgte schliesslich eine Reihe zum Theil sehr grossartiger Versuche, welche die Handhabung des Dynamits zeigten und geeignet waren, seine mächtige Wirkung darzuthun.

Das Sprengmittel wirkt nicht, wie oft irrthümlich angenommen wird, vorzugsweise nach einer Richtung (nach unten sagt man wohl) sondern gleichmässig und mit ungeheurer Kraft nach allen Richtungen. Natürlich macht sich die Wirkung da am bemerkbarsten, wo der stärkste Widerstand vorhanden ist. Dynamit wurde auf und unter einer mächtigen Bohle zur Explosion gebracht und durchschlug dieselbe in beiden Fällen. Balken und grosse Felsblöcke wurden zersprengt, letztere mit und ohne Bohrloch, starke schmiedeeiserne Platten zerbrochen; aber die Kraft des Sprengmittels erhellte besonders augenscheinlich aus folgendem Versuche.

In einen unten angebohrten massiven Eisencylinder von etwa 2 dm Höhe und 8 cm Durchmesser wurde eine Dynamitpatrone gesteckt, derselbe, um das Auseinanderfliegen der Sprengstücke zu verhüten, eingegraben und mittelst Zündschnur die Patrone entzündet. Der Knall war in diesem Falle nur schwach und dumpf; beim Aufgraben fand sich jedoch der Eisenblock

buchstäblich zersplittert. Grossartiger noch war das Fällen eines Baumes mit der Wurzel. Unter dieselbe wurden nämlich einige Dynamitpatronen gesteckt, deren Explosion der Waldriese, eine mächtige Kiefer, keinen Augenblick widerstand, sondern sofort unter massenhafter Erdaufwirbelung und betäubendem Krach die Krone senkte. Die dicke Pfahlwurzel war glatt wie mit dem Messer abgeschnitten. Den Schluss bildete eine Pallisadensprengung.

An eine zu dem Zweck aufgeworfene in der gewöhnlichen Brustwehrhöhe mit doppeltem Pfahlwerke verpallisadirte Erdschanze wurde ein mit Dynamit gefüllter, einige Centimeter dicker Papierschlauch gelegt. Die Explosion, welcher die Zuschauer aus nahem aber sicherm Waldversteck beiwohnten, war von gewaltiger Kraft; die Bruchstücke des Pfahlwerkes wurden über die vor der Schanze befindliche Lichtung ausgestreut und der ganze Wall zeigte sich fast dem Erdboden gleich gemacht. Mit diesem Kraftstück fanden die interessanten Experimente ein Ende."

Sprenggelatine. In jüngster Zeit wurde von Alfred Nobel Gelatine als Mischungsmittel für Nitroglycerin verwendet, um eine homogenere Sprengmasse und somit einen grösseren Wirkungsgrad als den des Dynamits zu erzielen.

Dies gelang vollkommen durch die Herstellung der Sprenggelatine. Dieselbe wird dargestellt indem 93 Theile Nitroglycerin mit 7 Theilen Collodiumwolle auf 60° Cels. erhitzt werden, wobei sich die Collodiumwolle auflöst. Nach weiterer Erwärmung wird die Masse gummiartig fest. Die Sprenggelatine hat eine weingelbe Farbe und lässt sich kneten wie Teig; ihre Wirkung ist $1\frac{1}{2}$ mal stärker als Dynamit und hinterlässt dieselbe bei der Explosion keinen Rückstand.

Die Entzündung geschieht wie beim Dynamit durch eine Schlagpatrone, nur ist die Explosion schwieriger und desshalb die Schlagpatrone ein besonders hierzu gefertigtes Nitroglycerinpräparat aus Sprenggelatine, Nitroglycerin, Holzmehl und Kalisalpeter bestehend.

Nicht allein die kräftigere Wirkung sondern auch die geringere Gefahrlosigkeit beim Gebrauch lassen dies neue Sprengmittel als etwas vorzügliches in der Sprengtechnik erscheinen und hat sich dasselbe an manchen Orten wie z. B. in Oesterreich so rasch Eingang verschafft, dass fast selten noch Dynamit in Gebrauch genommen wird.

Verschiedene Explosionen in Dynamitmagazinen wollte man der Selbstentzündung der Gelatine zuschreiben; allein nach genau vorgenommenen Untersuchungen hat sich herausgestellt, dass in der Schlagpatronenmasse sich mit der Zeit Gase entwickeln und die Zersetzung derselben einleiten, worauf eine Selbstentzündung sehr leicht erfolgt.

Die Gelatine wird in Deutschland in manchen grösseren Bezirken desshalb nicht mehr zum Sprengen benutzt, was einerseits sehr zu bedauern

ist. Es kann auch, um die Gelatine zur Explosion zu bringen, eine gewöhnliche Dynamitpatrone als Schlagpatrone verwendet werden und dann ist die Gefahr vollständig beseitigt.

Bei so vielen vorgekommenen Unglücksfällen durch Explosionen ist meistens der Umstand schuld, dass die Dynamitpatronen längere Zeit unter Wasser gelegen hat, bei welcher Gelegenheit das Sprengöl ausgelaugt ist und sich in Folge seiner Schwere (schwerer als Wasser) zu Boden oder in Klüfte gesetzt hat. Wird dann eine solche durch reines Nitroglycerinöl befeuchtete Stelle mit einem Bohrer oder Hammer getroffen, so entsteht jedesmal eine Explosion.

Auch das Aufräumen eines versagten Schusses darf unter keiner Bedingung geschehen, derselbe muss unter allen Umständen mit neuen Schlagpatronen besetzt und dann abgethan werden.

Schiessbaumwolle. Die von Schönbein erfundene Schiessbaumwolle, bestehend aus Pflanzenfaser, welche mit Salpetersäure behandelt ist, wurde früher ebenfalls zum Sprengen gebraucht, kam wegen ihrer Gefährlichkeit aber lange Zeit nicht mehr in Anwendung. Erst in den letzten Jahren, wo die Darstellungsweise derartig, dass eine durch geringfügige Ursachen entstehende Explosion nicht mehr zu fürchten ist, hat man der Anwendung der Schiessbaumwolle wegen ihrer ausgezeichneten Wirkung wieder bei Bergbauten neue Wege geebnet.

Man stellte in der ersten Zeit die Schiessbaumwolle dar aus gewöhnlicher, in Schnüre gedrehter Baumwolle, welche man 28 Stunden lang in concentrirter Salpetersäure, oder ein Gemenge derselben mit 2 Theilen Schwefelsäure einlegte. Hiernach wurde die Baumwolle wochenlang in fliessendem Wasser ausgewaschen und dann getrocknet. Die Baumwolle hat nach dieser Procedur noch das frühere Aussehen allein ihr chemischer Charakter ist anders geworden; dieselbe explodirt nur durch Anzünden oder Schlag und gelangt bei einer Temperatureinwirkung von 50 bis 150° Cels. schon zur Explosion.

Um jedoch die Schiessbaumwolle zu einem brauchbaren Sprengmittel umzuschaffen, wurde dieselbe später in festen gepressten Patronen von beliebiger Grösse fabricirt und zwar auf folgende Weise:

Man behandelt klein zerpflückte Baumwolle wie vorher angegeben in Salpetersäure und Schwefelsäuregemisch, wäscht dieselbe vorläufig aus und zerkleinert sie zu einer breiigen Masse; sodann wird diese Masse noch sorgfältig gereinigt und gewaschen, sowie schliesslich in einer hydraulischen Presse in cylindrische Formen gepresst.

Diese Patronen explodiren nur bei einer Verbrennung im geschlossenen Raum d. h. in einem von der äusseren Luft abgeschlossenen Gefässe oder durch einen zur Explosion gebrachten Knallsatz.

Zahlreich waren auch bei diesem Fabrikat die Explosionen und die

damit verbundenen Verunglückungen von Menschen, weshalb man gegen die Anwendung der Schiessbaumwolle misstrauisch, ja in manchen Ländern dieselbe ganz verboten wurde.

In England wurde später herausgefunden, dass gepresste Schiessbaumwolle mit einem Wassergehalt von 15—20% nicht so leicht zur Explosion geneigt und bei längerer Lagerung und Transport auf Bahnen vollständig ungefährlich ist; man hat dann weiter auch auf dem Continent ein Fabrikat in der Weise hergestellt, welches nur durch einen starken Knallsatz zur Explosion gelangte, im Uebrigen aber ungefährlich war; jedoch hat die Anwendung des Präparats nur beim Militär stattgefunden zu Minensprengungen und Torpedoladungen. In neuerer Zeit wird von einer Firma Petri und Falkenstein in Düren ein Fabrikat hergestellt, welches sich bei Sprengarbeiten in Bergwerken und Tunnelbauten Eingang verschafft.

Die Firma hebt hervor, dass die von ihr fabricirte comprimirte Schiessbaumwolle vollständig unempfindlich gegen Stoss und Schlag sei, man könne mit beladenen Eisenbahnwagen über die Patronen fahren, ohne dass sich dieselben entzünden.

Angezündet brennt die Patrone ruhig ab, ohne zu explodiren.

Die Schiessbaumwolle im comprimirten Zustand, wie sie von der genannten Firma geliefert wird, hat den Vorzug gegen Dynamit, dass sie nie gefriert und bei + 167° Cels. sich erst entzündet. Die Explosion derselben geschieht durch ein eigens für derartige Patronen angefertigtes Zündhütchen.

Die Patrone hat eine cylindrische Form von einem etwas kleineren Durchmesser, als das Bohrloch und an einem Ende ein cylindrisches Loch zur Aufnahme der Zündung. Ausserdem ist dieselbe mit Paraffinpapier umwickelt, um sie gegen Feuchtigkeit zu schützen.

Die Entzündung der Patrone erfolgt auf dieselbe Art und Weise wie bei den Dynamitsprengungen.

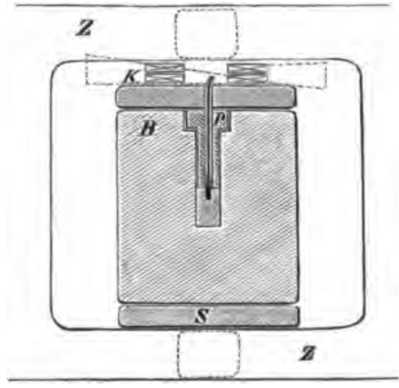


Fig. 46.

Messung der Kraft von Nitroglycerinpräparaten. Von dem Centraldirector der Nobel'schen Dynamitfabriken I. Trauzl ist zur Messung der Kraft von Nitroglycerinpräparaten folgender Apparat construirt und zur Anwendung gebracht worden: Ein Bleicylinder *B*, Fig. 46, von 20 cm Höhe und ebensolchem Durchmesser enthält in der Mitte in einem genau centrisch angelegten Bohrloch die Patrone. Dieses Bohrloch ist so tief, dass die Patrone gerade in die Mitte des Bleicylinders zu liegen kommt und wird dann

nach der Ladung mit einem Bleipfropfen *P* verschlossen. Der so geladene Cylinder wird unten und oben mit einer Stahlplatte *S S* geschlossen und dann in eine Zwinge *Z Z* von Eisen mit den Stahlkeilen *K* festgepresst. Bleipfropfen und Stahlplatte *S* sind oben durchbohrt, um die Zündschnur nach der Patrone hindurchzulassen.

Durch die Explosion wird nur der Bleicylinder verändert und nachdem derselbe nach zwei sich rechtwinkelig schneidenden Mittelebenen durchschnitten ist, kann die Grösse der Ausbauchung und somit die Wirkung der Sprengkraft festgestellt werden.

Der innere Raum des Cylinders zeigt im Allgemeinen nach der Explosion die Form einer Flasche mit abgerundetem Boden.

Die nachfolgende Tabelle No. 3 über Versuche mit dem Brisanzmesser von Trauzl zeigt die Sprengkraft verschiedener gebräuchlicher Sprengmittel von Nitroglycerin-Präparaten.

Tabelle No. 3.

Name des Präparates	Zusammensetzung des Präparates	Hohlraum in Cubikcentimetern	Kraftverhältniss zu Nitroglycerin (genähert)
Nitroglycerin	wasserfrei	1380	100
Sprenggelatine	93 Nitroglycerin 7 Collodiumwolle	1350	100
Gelatine-Dynamit I	58 Nitroglycerin 2 Collodiumwolle 28 Salpeter 12 Cellulose	960	70
Gelatine-Dynamit II	38,8 Nitroglycerin 1,2 Collodiumwolle 45 Salpeter 15 Cellulose	710	52
Kieselgubr-Dynamit I	75 Nitroglycerin 25 Kieselguhr	950	70
Dynamit III	25 Sprengöl 75 Salpeterpulver	550	40
Knallquecksilber	ohne Zusatz	300	22

Die Ladung betrug bei jedem Schusse 20 Gramm. Die Explosion wurde durch Kapseln mit 0,4 Gramm Knallquecksilber bewerkstelligt.

Die Leistungen des Dynamits namentlich in festem Felsen gehen aus nachfolgender Tabelle hervor, welche auf Erfahrungen beim Stollenbetrieb im Kaiser-Wilhelm-Tunnel und Ochsenkopf-Tunnel sowie am Brandleite-Tunnel sich stützen.

Tabelle No. 4.

Sprengwirkung mit Dynamit bei einem Stollenbetrieb.

Laufende Nummer.	Bezeichnung der Gebirgsart.	Täglicher Fortschritt.	Quer-schnitt. qm	Verfahrene Häuer-schichten.	Auf 1 cbm kommen		Klasse der Sprengbar-keit.
					Häuer-schichten	Dynamit kg	
1	Weniger fester Kohlensandstein	1,0	7,5	12	1,6	1,1	III
2	Fester Kohlensandstein	0,8	7,5	12	2,0	1,4	II
3	Felsitporphyr mit Lösungen und Klüften	0,65	7,5	12	2,46	2,0	II
4	Felsitporphyr ohne Lösungen und Klüfte	0,4	7,5	12	4,00	2,3	I
5	Porphyrconglomerate ohne Lösungen und Klüfte	0,5	7,5	12	3,20	2,4	I
6	Blauer Grauwackenschiefer in festen Bänken gelagert und mit Klüften durchzogen	0,7	10	18	2,57	2,0	II

Tabelle No. 5.

Leistung eines Bohrhäuers und Verbrauch von Dynamit bei der Sprengarbeit eines Stollens.

Gesteinsklasse.	Ein Häuer sprengt in 8 stündiger Schicht cbm	1 cbm zu lösen erfordert in einem Stollen von 5 bis 7,5 qm Querschnitt.	
		Häuer-Schichten	Dynamit kg
I. Sehr schwer schiessbar	0,25 bis 0,31	3,2 bis 4,0	2,3 bis 2,4.
II. Schwer schiessbar	0,4 bis 0,5	2,0 bis 2,57	1,4 bis 2,0.
III. Leicht schiessbar	0,6 bis 0,62	1,4 bis 1,6	1,0 bis 1,1.

Rechne ich die Leistungen, zur Vergleichung der auf Seite 49 angegebenen Tabelle für Sprengarbeiten mit Pulver, um und betrachte ad 4 und 5 als sehr schwer schiessbar, ferner ad 2, 3 und 6 als schwer schiessbar und endlich ad 1 als leicht schiessbar, so ergeben sich die auf vorstehender Tabelle 5 angeführten Resultate.

Wenn auch bei Anwendung von Dynamit das Gewicht des Verbrauchs verglichen mit dem des Pulvers, keinen wesentlichen Unterschied zeigt, so ist doch die mit der gleich grossen Gewichtseinheit Dynamit erzielte Leistung gegen Pulver ganz erheblich und in die Augen fallend da z. B. bei sehr schwer schiessbarem Gestein mit 1,3 bis 2,5 kg Pulver 1 Hauer in 8stündiger Schicht immer 0,11 bis 0,06 cbm Gestein löst, während bei dem gleichen Quantum Dynamit 0,25 bis 0,31 cbm Gestein gelöst werden.

Ueber die Resultate der in Gruben zur Verwendung gekommenen Dynamite, Gelatine und Schiessbaumwolle sind in dem Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich Sachsen auf das Jahr 1882 von M. Georgi, Bergverwalter zu Zaukerode, sehr interessante Zusammenstellungen veröffentlicht, welche auf Seite 66/67 wiedergegeben werden.

Aus den Resultaten in der Tabelle ist ersichtlich, dass die Sprengwirkung der Gelatine bedeutend grösser ist, als die des gewöhnlichen Guhrdynamits; es wird also bei der Verwendung derselben an Bohrarbeit gespart und somit ohne Rücksicht auf den Kostenpunkt zu nehmen in ein und derselben Zeit ein grösserer Fortschritt erzielt.

Sodann ist nach den gemachten Erfahrungen die Gefährlichkeit des Gelatinedynamits und der Sprenggelatine weit geringer als die des Guhrdynamits, weil sie wegen ihrer Elasticität gegen mechanische Eindrücke unempfindlicher ist und bei der Behandlung der Patronen, ja selbst beim Zerschneiden derselben ein Verstreuen des Sprengmaterials ausgeschlossen bleibt. Ferner sind die Explosionsgase leichter und der lästige Staub des Kieselguhrs nach der Explosion fällt hierbei ganz weg.

In Betreff der Schiessbaumwolle sind nach derselben Quelle folgende Resultate erzielt:

Die Sprengkraft ist dieselbe des Kieselguhrdynamits; da aber die Schiessbaumwolle sich nicht mehr zusammenpressen lässt, sie also das Sprengloch nicht genau ausfüllt, auch das Loch für Schiessbaumwolle tiefer gebohrt werden muss als bei Dynamitladungen, weil das geringe specifische Gewicht einen grösseren Raum erfordert, so hat man einestheils im Bohrloch einen schädlichen Raum und anderntheils unnöthige Bohrarbeiten auszuführen um die gleiche Sprengwirkung zu erzielen als bei den andern Nitroglycerinpräparaten. —

Die Schiessbaumwolle erfordert ferner zu ihrer vollständigen Explosion eine starke Schlagpatrone; es ist also immer bei nicht ganz correcter Be-

handlung eine Beeinträchtigung der Wirkung durch die nicht vollständige Explosion eines gegebenen Schusses nicht ausgeschlossen.

Electrische Zündung. Die Art und Weise, die Schüsse durch einen electrischen Funken anzuzünden, ist auch bei Stollenbauten, namentlich beim Vortreiben des Richtstollens langer Tunnels in Gebrauch gekommen, um einestheils die Gefahr beim Abthun der Schüsse für die Arbeiter zu vermeiden, anderntheils einen grösseren Effect beim Sprengen zu erzielen durch das gleichzeitige Explodiren mehrerer Schüsse.

Beides ist noch immer fraglich, auf manchen Baustellen sind gute Resultate und auf manchen gerade gegentheilige bekannt geworden.

Bei Anlage von bedeutenden Minen ist schon vor langer Zeit electrische Entzündung derselben üblich gewesen und war hierbei der electrische Funken stets durch eine galvanische Batterie erzeugt.

Diese Einrichtung ist jedoch für Bergbauten zu umständlich und man hat hier die Electrisirmaschinen, welche den electrischen Funken durch Reibung erzeugen, in Gebrauch genommen. Am besten eignet sich die von Bornhardt in Braunschweig zum Grubengebrauch construirte Maschine, welche eine Scheibe von gehärtetem Kautschuk mit Reibzeug von präparirtem Pelzwerk hat. Dieses Reibzeug mit dem Condensator zusammen steht in einem zugelöthetem Blechkasten von 0,4, 0,2, 0,3 m und dieser nochmals in einem hölzernen Kasten, welcher mit Handgriffen und Lederriemen versehen ist zum bequemen Tragen und Handhaben. Die Kurbel für die Scheibe wird vor dem Handhaben des Apparats jedesmal auf die, durch gedichtete Stopfbüchsen in der Wand des Kastens, nach aussen gehende Axe aufgesteckt, so dass der Kasten beim Gebrauch nicht geöffnet zu werden braucht.

Man hat nun besondere Zünder für Schüsse im Trocknen, sowie bei nassen Löchern und unter Wasser zu schiessen.

Die Ersteren bestehen aus einer Blechkapsel mit Knallsatz, in welche zwei dünne Drähte bis auf den Knallsatz so befestigt werden, dass die zwei Enden sich nahe gegenüber stehen. Beim Ueberspringen des Funkens entzündet sich der Knallsatz und dieser bringt dann die Patrone aus Pulver, Dynamit oder Gelatine bestehend, zur Explosion. — Die dünnen Leitungsdrähte sind in zwei Furchen eines Holzstabes befestigt und mit geöltem Papier umklebt. Die Zünder für nasse Schüsse oder für solche unter Wasser bestehen aus Kupferdrähten, welche durch eine Kautschuklösung isolirt sind.

Um die Electrisirmaschine beim Vortreiben eines Stollens zu gebrauchen, ist es vortheilhaft, einige hundert Meter vom Ortsstoss entfernt, eine Nische zur Seite zu brechen, wo der Apparat aufgestellt wird und der, die Maschine handhabende Feuerwerker seine Aufstellung nimmt.

Tabelle No. 6.

Laufende Nummer.	Art des Sprengmaterials.	Ort der Verwendung.	Ortsquerschnitt.	Häuerschichten		Aufgefahrene Länge		Sprengmaterial-Aufwand		Sprengmaterial-Kosten		Anmerkungen.
				in Summe	pro Meter	in Summe	pro Schicht	in Summe	pro Meter	in Summe	pro Meter	
			qm			m	m	kg	kg	M.	M.	
						I. Im Felsitporphyr.						
1	Guhrdynamit	Hauptort des IV. Albertschachter	3,4 × 1,6 = 5,4 qm	168	10,5	16,0	0,095	123,5	7,72	321,1	20,1	Generalged. pr. Meter = 65,00 M.
2	desgl.	Hauptquer-	„	120	9,9	12,1	0,101	93,0	7,70	241,8	20,0	
3	Sprenggelatine	schlages.	„	90	8,6	10,4	0,115	55,0	5,3	187,0	18,0	
4	desgl.	desgl.	„	65	8,0	8,2	0,126	45,0	5,5	153,0	18,7	
5	Guhrdynamit	Gegenort dazu.	5,4	132	8,3	16,0	0,121	96,0	6,0	249,6	15,6	Generalged. pr. Meter = 55,00 M.
6	desgl.	desgl.	„	108	7,0	15,5	0,143	78,5	5,1	204,1	13,1	begünstigt durch Klüfte. (6–7)
7	Sprenggelatine	desgl.	„	36	6,0	6,0	0,166	22,5	3,75	76,5	12,75	
8	desgl.	desgl.	„	126	7,8	16,25	0,129	82,5	5,1	280,5	17,3	
9	Gelatinedynamit	desgl.	„	36	6,3	5,7	0,158	27,5	4,8	71,5	12,5	

II. Im Flötzgebirge (Sandstein, thonige Schiefer) unter dem 1. Flötze.

10	Guhrdynamit	6. südliche Hauptstrecke bei Oppelschacht.	2,3 × 1,4 = 3,2	84	5,4	15,5	0,185	48,5	3,12	126,1	8,1	Generalged. pr. Meter = 30,00 M.
11	Gelatinedynamit			72	4,6	15,8	0,219	40,0	2,53	104,0	6,6	
12	Guhrdynamit	12. Untergebirgswetterstrecke über 5. Hauptstrecke.	1,8 × 1,0 = 1,8	46	4,2	11,0	0,24	32,0	2,9	83,2	7,6	Generalgedinge = 24,00 M. pr. 1 m. horizontal in Lagengebirge. (12–13)
13	desgl.			43	3,2	13,3	0,31	35,0	2,6	91,0	6,8	
14	Gelatinedynam.	desgl.		55	4,4	11,5	0,21	25,0	2,3	65,0	5,7	unter ca. 24° ansteigend in festem Sandstein. (14–16)
15	desgl.	desgl.		47	5,2	9,0	0,19	22,5	2,5	58,5	6,5	
16	Sprenggelatine	desgl.		48	3,2	15,0	0,31	25,0	1,7	87,0	5,8	
17	Guhrdynamit	9. Untergebirgswetterstrecke über 5. Mittelstrecke.	2,0 × 1,2 = 2,4	67,5	3,1	19,5	0,29	57,5	3,0	149,5	7,7	Generalged. = 25,00 M.
18	Gelatinedynamit			73	4,2	17,3	0,24	47,5	2,7	123,5	7,1	unter 18° ansteigend in festem Gestein.
19	Guhrdynamit Schiessbaumwolle	Bremsschacht I und II der 12. Fallstrecke.	4,0	120,5	6,6	18,2	0,151	35,0 32,5	3,7	175,50	9,6	Gedinge = 35 M. pr. 1 m.
20	Gelatinedynamit	Bremsschacht III	4,0	47,0	5,7	8,2	0,174	25,0	3,1	65,0	7,9	Gedinge = 36 M. pr. 1 m.

Von dieser Nische aus wird ein Kabel dem Stollen entlang bis in die Nähe des Ortsstosses ziemlich verdeckt gelegt.

Das Kabel besteht aus zwei isolirten Kupferdrähten mit getheertem Hanf umwickelt. Das eine Ende des Kabels wird bei der Electrisirmaschine eingeschaltet. Die Enden des Kabels am Ortsstoss werden noch mit 8 bis 10 m langen Eisendrähten verlängert, die man also der Zerstörung beim Sprengen anheim giebt aber auch leicht wieder erneuern kann. Mit diesen Drahtenden werden diejenigen der Zünder verbunden und zwar so, dass z. B. bei mehreren die Drahtenden eine Kette bilden. Das eine Drahtende des Kabels verbindet man mit dem ersten Draht des Zünders vom Schuss No. 1. Das zweite Drahtende des Zünders vom Schuss No. 1 mit dem ersten des Schusses No. 2. Das zweite Drahtende dieses Zünders mit dem ersten vom Schuss No. 3 u. s. w. und das zweite Drahtende vom letzten Schuss wieder mit dem zweiten Drahtende des Kabels.

Die Verbindung geschieht einfach durch Umwickelung. Man sorge aber ja dafür, dass kein Draht über einen andern herübergezogen ist, damit die Electricität nicht durchgeleitet wird und dazwischen liegende Schüsse etwa gar nicht zur Explosion kommen. Es ist öfter vorgekommen, dass Schüsse zwischen der Kette sitzen geblieben sind, dass also der Funken durchgeschlagen ist, aber den Knallsatz des sitzengebliebenen Schusses nicht zur Explosion gebracht hat. Hierdurch wird nicht allein die gehoffte Wirkung auf das gleichzeitige Abthun der ganzen Schüsse sehr geschwächt, sondern auch noch die Gefahr herbeigeführt, dass die Patronen eines sitzengebliebenen Schusses in die Schuttmassen kommen, indem der sitzengebliebene Schuss durch die Nachbarschüsse ohne zu explodiren mit fortgerissen wird und hierdurch beim Aufladen der Schuttmassen, wenn dieselben etwa noch durch den Hammer zerkleinert oder oder durch die Keilhaue aufgelockert werden müssen, ein Unglück herbeigeführt wird.

Bei Richtstollenvortreiben mit forcirtem Betrieb hat man einen Vortheil erhofft durch das gleichzeitige Abthun aller Schüsse, der aber aus dem oben angegebenen Grunde nicht immer erfolgt ist. Es ist rathsam, jedesmal vorher Einbruch zu schiessen und dann die andern Schüsse nachfolgen zu lassen. Da wo kein forcirter Betrieb stattfindet, ist es unbedingt nöthig, vorerst mit Einbruchschiessen zu beginnen und die andern Schüsse, je nach der Gestaltung, welche der Ortsstoss nach dem Einbruchschiessen angenommen hat, successive folgen zu lassen.

Der Ortsbetrieb in weniger festem Gestein erfordert eine gleichzeitige Vornahme der Auszimmerung des Stollens, weshalb die Art und Weise des Vorwärtstreibens des Stollens z. B. im weichen Gebirge als Sand, Thon, Triebsand etc. später beim Kapitel „Verzimmerung“ abgehandelt werden soll.

Zur allgemeinen Uebersicht der Leistung pro Tag in solchen Gebirgen sowohl, als auch in festen, durch Sprengarbeiten zu gewinnenden Felsen diene noch die folgende nach den, bei den Arbeiten am Hauenstein-Tunnel gewonnenen Resultaten aufgestellte Tabelle. Hierbei ist zu bemerken, dass die Arbeiten in 6stündigen Schichten ohne Unterbrechung ausgeführt wurden.

Salzthon des Muschelkalkes	2,1 m
Opalinusthon, Glimmermergel des Lias	1,8 -
Posidomienschiefer, Keupermergel, Mergeln der Lettenkohle, unterer Muschelkalk-Dolomit, zerklüfteter Muschelkalk	1,32 -
Oberer Eisenrogenstein, oberer Muschelkalk-Dolomit, Keupergyps	0,96 -
Unterer Eisenrogenstein, Anhydrit des Muschelkalkes	0,84 -
Dickgeschichteter Muschelkalk frei von Zerklüftung, ohne Wasser	0,69 -
Wie vorher, aber mit Wasser	0,45 -
Muschelkalkbreccie mit viel Wasser	0,21 -

Am Wiebelskirchner Tunnel

wurden ferner folgende Resultate erzielt

Lehmboden	1,35 -
Kohlenschiefer, dünne Kohlenschichten etc. Sandsteinbänke	0,75 -
Fester Melaphyr	0,30 -
Conglomerate	0,15 -

Ferner am

Ratkonyaer Tunnel.

Sandiger Lehm und Letten	1,50 -

Ender Tunnel.

Weicher Schieferthon mit Sandsteinbänken abwechselnd	1,00 -

Dettenberg-Tunnel.

Molasse und Gletscherschutt	1,50 -

Spitzberg-Tunnel.

Fester Glimmerschiefer und Quarzitschiefer	0,70 -

Sonnstein-Tunnel.

Dolomit und Dolomitscher Kalkstein sehr fest und zähe	1,00 -

Teterchen-Tunnel.

Keuper mit Muschelkalk abwechselnd	1,30 -

Zu den Arbeiten behufs Herstellung von Stollen seien hier noch diejenigen Maschinen erwähnt, welche das ganze Stollenprofil ausbrechen ohne Anwendung von Sprengmaterial. Der Stollen hat hierbei natürlich einen kreisrunden Querschnitt und das Gestein muss für derartige Maschinen ein

gleichmässiges Korn haben wie z. B. Thonschiefer [Dachschiefer] feinkörniger Sandstein etc.

Die erste derartige Maschine ist von Penrice construirt und hat eine kreisrunde Scheibe als Bohrkopf, auf welcher sich concentrische Nuten mit schwalbenschwanzförmigem Querschnitt befinden, in welche Meissel mit schrägen Schneiden eingesetzt werden.

Die Scheibe mit den Meisseln ist nun am Kolben des Treibcylinders festsitzend, so dass durch das Hin- und Hergehen des Kolbens die Meissel immerfort auf das Gestein schlagen; dies geschieht ziemlich rasch hintereinander, wobei sich die Meissel successive um die Schlagaxe herum bewegen.

Eine zweite Maschine ist die Tunnelfraismaschine von Brunnton.

Hierbei werden Stahlscheiben mit Schneide versehen, auf einem Fraisenfutter sitzend, kreisförmig vor dem Ortsstoss herumbewegt, wodurch dieser in Gestalt einer Schraubenlinie rund ausgefraist wird.

In den Schieferbrüchen zu Penryn bei Bengor arbeitete eine Bohrmaschine in der Weise, dass ein Ring von ca. 25 cm tief ausgefraist und der stehengebliebene Kern durch successives Abspalten des Schiefers herausgenommen wurde.

In neuerer Zeit sind Specialtechniker an der Erfindung von Schrämm-Maschinen, um den Ortsstoss durch Schrämmen in viele kleine Theile zu theilen, die dann herausgebrochen werden, allein die betreffenden Maschinen sind bis jetzt noch zu keinem praktischen Werth gekommen.

IV. Das Maschinenbohren.

Seitdem fast alle Handarbeiten durch Maschinenarbeit ersetzt sind, konnte es auch nicht ausbleiben, dass die Maschinentechniker darüber nachsannen, die ziemlich zeitraubende und kostspielige Handbohrarbeit durch Maschinenarbeit zu ersetzen; auch wegen des Umstandes, dass bei sehr festem Gestein, das Treiben der Stollen in Folge der schwierigen Ausführung und der darauf verwendeten bedeutenden Kosten der Handbohrarbeit gar nicht möglich war, dachte man eine betreffende Maschine zu construiren, um auch dieses Hinderniss mit Leichtigkeit beseitigen zu können.

Die menschliche Kraft war nicht im Stande z. B. bei sehr festem Quarzit oder Hornsteinporphyr einen solchen kräftigen Schlag auf den Bohrer auszuüben, dass derselbe mit der Schneide gehörig eindringen konnte; es blieb der unüberwindlichen Dampfkraft vorbehalten, auch diese Arbeit zu verrichten, wobei man nach dem so nahe liegenden Princip verfuhr, die Schläge des Fäustels durch einen mit Dampf getriebenen Kolben zu ersetzen. Diese ersten Anfänge der Construction der Bohrmaschine geschah von einem Engländer Namens Richard Trevithiek, jedoch ist dieselbe nicht über das Stadium des Experimentirens herausgekommen.

Später hatte Cave in Paris und zwar im Jahre 1851 ein Patent auf eine Bohrmaschine, bei welcher der Bohrer an der Kolbenstange befestigt war und der Stoss durch Einführung von comprimirter Luft auf den Kolben geschah; ebenso wurde der Rückwärtsgang veranlasst. Die Umsteuerung wurde durch einen Hahn mit der Hand bewirkt.

Wenn auch die Maschine selbst keine weitere Verbreitung fand, so war doch das Verdienst von Cave gross, indem er die comprimirte Luft als Motor dieser Maschinen einführte und nur durch diesen Umstand wurde es möglich, dass die Bohrmaschinen auch in entfernt gelegenen unterirdischen Räumen zur Anwendung kommen konnten, da comprimirte Luft nach dem Verlassen der Maschine die unterirdischen Räume ventiliren half, während Dampf den Aufenthalt unmöglich gemacht haben würde.

Die Bohrmaschine von Schwarzkopf wurde ebenfalls im Jahre 1857 in Anwendung gebracht, namentlich bei Sprengarbeiten im Rheinbett. Dieselbe war nach dem vorseitig erwähnten Princip construirt; der Bohrer war in einem besonderen Rahmen oder Halter befestigt und erhielt die Schläge durch einen Dampfkolben; — die Umsteuerung erfolgte durch die Maschine selbst.

Durch die Erfindung resp. Construction der Bohrmaschine von Germano Sommeiller, ein italienischer Ingenieur, wurde die Bohrmaschinenarbeit als etwas Lebensfähiges und Gewinnbringendes für den Grubenbau eingeführt. Die Anwendung seiner Bohrmaschine bei Anlage des Montçenis-Tunnels war epochemachend obgleich die ersten Constructionen mancherlei Veränderungen erlitten. Am 12. Januar 1861 begann der Bohrmaschinenbetrieb mit verbessertem System auf der italienischen Seite des Tunnels und am 25. Januar 1863 auf der französischen Seite. Die Bauzeit des Tunnels war anfangs auf 25 Jahre festgesetzt, allein es hätte nach den gemachten Erfahrungen 50 bis 60 Jahre bedurft um mit Handbohrarbeit denselben fertig zu stellen. — Durch die Anwendung der Bohrmaschine wurde der Stollen so rasch vorwärts getrieben, dass der Durchschlag schon am 25. Dezember 1870 erfolgte; die Bauzeit des Tunnels wurde also hierdurch um die Hälfte reducirt. Zahlreich waren die jetzt in das Gefecht geführten Bohrmaschinenconstructionen; nach den grossartigen Erfolgen, liess es dem strebsamen Techniker keine Ruhe noch grössere Erfolge durch Verbesserungen der Bohrmaschinen zu erzielen. Es wurden dann in kurzer Reihenfolge die verschiedenen Stossbohrmaschinen, mit comprimirter Luft getrieben, von Dubois und François Ferroux, Sachs, Osterkamp, Schumann, Darlington, Mac Kean, Burleigh, Fröhlich, Warrington, Mayer, Warsop, Cranston, Turettini, Reynold u. a. m. bei Tunnel- und Grubenbauten in Anwendung gebracht.

Im Jahre 1869 wurde die erste Drehbohrmaschine durch Wasser betrieben, von dem franz. Ingenieur De la Roche Tolay auf der Ausstellung

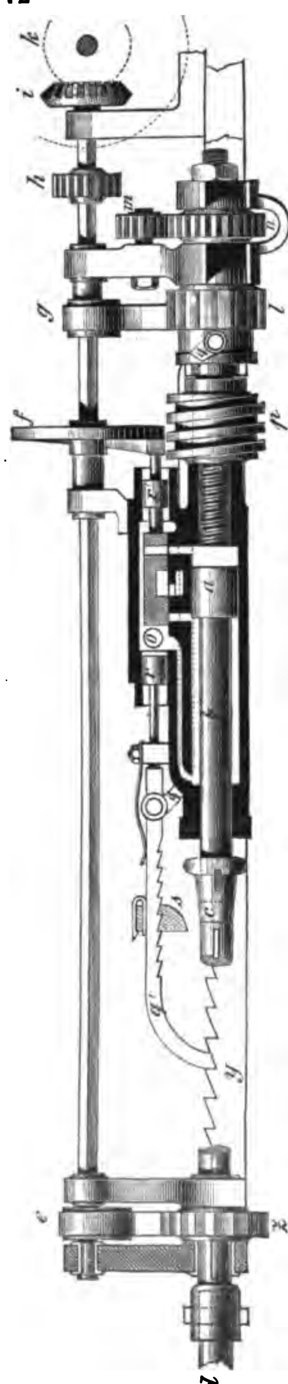


Fig. 47.

zu Paris zur allgemeinen Kenntniss des Publikums gebracht und im Jahre 1875 trat der Ingenieur A. Brandt mit seiner hydraulischen Drehbohrmaschine durch gepresstes Wasser von 50 bis 100 Atmosphären getrieben, auf und scheint es, dass diese Maschine nach den heutigen verbesserten Constructionen den Stossbohrmaschinen bedeutende Concurrenz zu machen im Stande ist.

Es würde viel zu weit führen, wenn man alle die von vorgenannten Erfindern aufgeführten Bohrmaschinen hier der Reihe nach durchgehen wollte, da sich manche nur durch Construction einzelner Bewegungstheile von einander unterscheiden; es sollen deshalb hier nur diejenigen abgehandelt werden, welche epochemachend bei verschiedenen grösseren Arbeiten angewendet sind. Hierher gehört vor Allem die Bohrmaschine von

Sommeiller.

Die neue Construction dieser Maschine ist in den Figuren 47, 48 u. 49 dargestellt. — Der Bohrmechanismus besteht der Hauptsache nach aus einem Arbeitscylinder welcher in einem Rahmen, gebildet durch die beiden Zahnstangen *y*, verschiebbar ist. Durch die an dem Rahmen befindlichen Lagerböcke geht eine dünne vierkantige Welle, welche durch eine auf der hinteren Seite des Rahmens aufgestellte kleine, durch comprimirte Luft getriebene Maschine ihre Bewegungen und durch die conische Radübersetzung *i* und *k* eine Geschwindigkeit von 300 Umdrehungen pr. Minute erhält; auf dieser Steuerwelle ist die mit ungleicher Dicke als schiefe Ebene wirkende Scheibe *f* befestigt. Diese ungleiche Dicke der Scheibe verursacht hier die Steuerung und entspricht die Differenz der grössten und geringsten Stärke der Scheibe dem Hub der Steuerung.

Wird nun in den Schieberkasten des

Muschelschiebers *O* comprimirte Luft eingelassen, so wird der am Muschelschieber befindliche kleine Kolben *r'* immer mit seiner stiftartigen Verlängerung an die Scheibe *f* gedrückt. Dreht sich nun die Scheibe um, so wird der Kolben *r'* in Folge der schiefen Ebene und somit auch der Muschelschieber hin und hergeschoben; hierdurch kommt die comprimirte Luft einmal vor und das anderemal hinter den Arbeitskolben *a* mit der Kolbenstange *b*. — Zugleich ist noch ein längerer Luftzuführungskanal bis zum Deckel des Arbeitscylinders vorgesehen, damit die vordere Ringfläche immer durch die eingeschlossene Luft Druck hat, der Vorwärtstrieb des Kolbens *a* kann also nur durch den Druck auf die hintere grössere Fläche geschehen. Der Schlagkolben ist also ein sog. Differenzkolben. Durch die Communication der vorderen Kolbenfläche mit der comprimirten Luft wird für den Kolben *a* ein elastisches Luftkissen gebildet, damit derselbe nicht den Cylinderdeckel entzweischlagen kann. Der Hub des Kolbens in dem langen Cylinder ist also variabel und wird mit der Tiefe des Loches grösser. — Die Kolbenstange *b* trägt das Verbindungsstück *c* und dieses eine Muffe *d*, in welcher der Bohrer durch einen Steckkeil befestigt ist. Also der Vor- und Rückwärtsgang des Bohrers resp. das Schlagen desselben auf das Gestein mit der Wucht, welche die auf 5 Atmosphären comprimirte Luft auf den Arbeitskolben *a* auszuüben vermag, wird durch die vorbeschriebene Art der Bewegung des Kolbens *a* bewirkt. — Es fehlt nun noch die jedesmalige Drehung des Bohrers nach dem Schlag und das Vorwärtsrücken des ganzen Bohrmechanismus bei immer tiefer werdendem Bohrloche. Die erstgenannte Bewegung geschieht durch die excentrische Scheibe *e* welche am vorderen Ende des Bohrapparates auf der Steuerwelle festgekeilt ist. Figur 47 u. 49. Beim Umdrehen derselben drückt die sich hebende und senkende Sperrklinke *a* den Bohrer jedesmal um einen Zahn des Sperrades *z* herum. Die Sperrklinke *b* verhindert den Rückgang des Sperrades und der in *c* und *d* dargestellte Mechanismus dient zum Auslösen der beiden Sperrklinken.

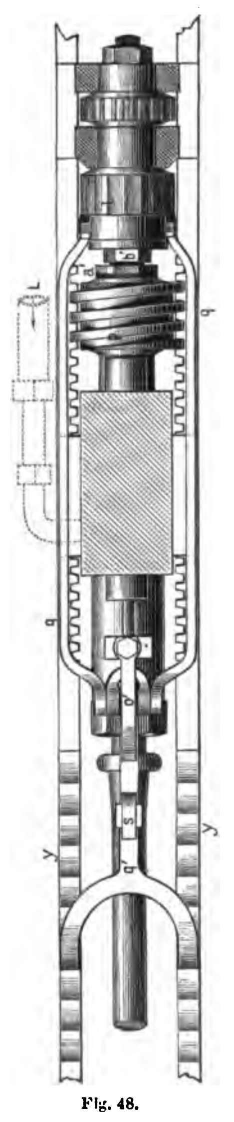


Fig. 48.

Das Vorwärtsrücken des ganzen Bohrmechanismus geschieht auf folgende Weise: Die beiden Stangen *y y*, Figur 48, haben seitlich, also hori-

zontal gestellte Schraubenzähne, in welche die Schraube ohne Ende am hinteren Theile des Arbeitscylinders *p* eingreift. — Diese Schraube *p* ist mit der hinteren Welle auf welcher das Zahnrad *l* sitzt, verkuppelt; sobald dieses Zahnrad *l* durch das Excenter und die Sperrklinke *g* Fig. 47 herumgedreht wird, dreht sich auch die Schraube *p*, welche dann vermittelst der beiden gezahnten Rahmen nach vorwärts geht.

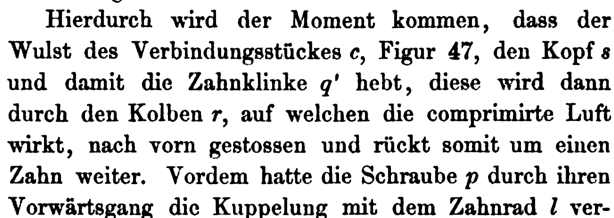


Fig. 49.

Hierdurch wird der Moment kommen, dass der Wulst des Verbindungsstückes *c*, Figur 47, den Kopf *s* und damit die Zahnklinke *q'* hebt, diese wird dann durch den Kolben *r*, auf welchen die comprimirte Luft wirkt, nach vorn gestossen und rückt somit um einen Zahn weiter. Vordem hatte die Schraube *p* durch ihren Vorwärtsgang die Kuppelung mit dem Zahnrad *l* verloren und hat nun durch das Vorwärtsrücken des Rahmens *q*, Figur 47 u. 48, an welcher das Sperrad *l* befestigt ist, die Kuppelung bei *b' a'* wieder erhalten. Das Vorwärtsdrehen der Schraube *p* geschieht also wieder von Neuem und somit der Vorwärtsgang der Maschine, bis der Knopf wieder gehoben wird und die Maschine um einen Zahn der Zahnstange *y* weiter gerückt ist.

Die Scheibe *f* ist am Arbeitscylinder befestigt auf der Steuerwelle transportabel resp. verschiebbar, so dass die Steuerung durch den Kolben *r'* nicht unterbrochen wird, ebenso ist das Excenter *g* nach vorn verschiebbar und geht mit dem Rahmen *q'* gleichmässig fort.

Soll nun, nachdem das Loch so tief gebohrt ist als der Vorwärtsgang des Arbeitscylinders es erlaubt hat, die Maschine wieder zurückgezogen werden, um mit einem neuen, etwas längeren Bohrer dieselbe Operation zum Zweck des Tieferbohrens des Loches von neuem zu beginnen, so geschieht dies auf folgende Weise:

Man hebt die Sperrklinken *b* und *a* Fig. 49, welche das Drehen des Bohrers verursachen, auf und schiebt das Zahnrad *h* mit der Hand vorwärts, damit dasselbe in *m* eingreift und somit das Rad *n* bewegt. Hierdurch wird die Schraube *p* im entgegengesetzten Sinne gedreht und geht nach rückwärts und hierdurch also der ganze Bohrapparat.

System Ferroux.

Die Figuren 50, 51, 52, 53 und 54 sind schematische Uebersichten, um den Arbeitsvorgang der Maschinen zu veranschaulichen. Die ganze Maschine besteht aus 3 Haupttheilen:

1. Dem Bewegungsmechanismus der Steuerwelle,
2. dem Arbeits-Cylinder und
3. der Vorrichtung zum Vorrücken und Rückwärtsziehen des Arbeits-Cylinders.

Auf dem hinteren Theil eines langgestreckten Rahmens, Fig. 50, der bei *S* an einem drehbaren Zapfen befestigt werden kann, sitzt der Cylinder *M* zur Bewegung der Steuerwelle *W*; auf der Steuerwelle sitzt ein kleines massiv gegossenes Schwungrädchen, um die Bewegung des Schiebers zum Cylinder *M* zu regeln; ferner befindet sich auf derselben der Excenter *e* zur Bewegung des Schiebers zum Arbeitscylinder und tritt hierdurch die comprimirte Luft einmal vor und das anderemal hinter den Arbeitskolben *a* mit der verlängerten Kolbenstange *b*, welche in *d* eine Muffe trägt, in welcher der eingesteckte Bohrer durch einen spliessartigen Keil befestigt wird; sodann ist auf dieser Kolbenstange ein Sperrad bei *B'* mit einer Feder in der Weise befestigt, dass die Feder in einer langgestreckten Nuthe der Kolbenstange verschiebbar ist, wie auch bei der Maschine von Sommeiller; die Kolbenstange kann also hin- und hergehen und das Sperrad ist vermittelst der Feder im Stande, dabei dieselbe zu drehen. Am Ende der Steuerwelle sitzt ein Excenter *B* mit der Sperrklinke zur Drehung des Sperrades, Figur 51. Die Drehvorrichtung des Bohrers wird in derselben Weise gehandhabt wie bei der vorbeschriebenen Bohrmaschine. Durch den langen Arbeitscylinder ist auch der variable Hub des Kolbens und somit des Bohrers gesichert. — Sobald nun die ganze Länge des Hubes ausgenutzt ist, muss der Arbeitscylinder vorwärts bewegt werden und geschieht dieses auf folgende Weise:

Durch das Rohr *v*, Figur 50, wird die comprimirte Luft nach dem langen hinter dem Arbeitscylinder liegenden Cylinder geleitet und geht hier durch den hohlen Kolben *o* nach dem Schieberkasten des Arbeitscylinders; zu gleicher Zeit wird der hohle Kolben *o* immer nach vorn getrieben und drückt den Arbeitscylinder, in welchem er befestigt ist, ebenfalls nach vorn, sobald die Gabelklinke *g* in die Höhe gehoben ist und sich nicht mehr gegen die Zähne der Zahnstange *m* stemmt. Das Aufheben der Klinke besorgt der Ansatz *c* der Kolbenstange *b*, Figur 50 und 52, welcher beim Vorrücken die Nase *i* hebt. Sobald nun der Arbeitscylinder um 1 oder 2 Zahnlängen vorwärts gegangen ist und der Ansatz *c* nicht mehr bis zur Nase vorgeht, springt die Gabelklinke wieder ein.

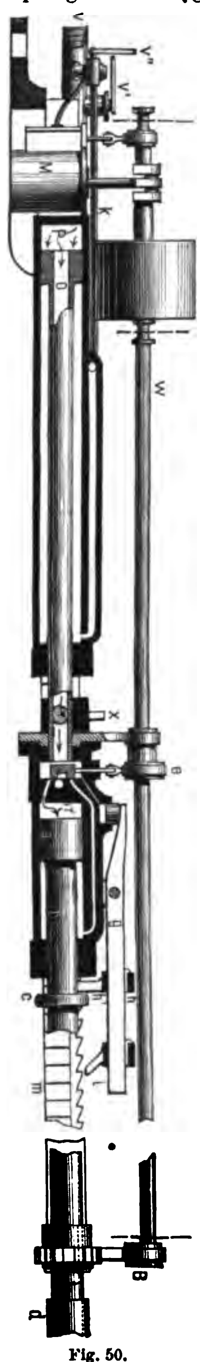


Fig. 50.

Die Zahnstangen m haben aber noch seitlich Zähne, in welche zwei horizontal liegende Bolzen r, r, Figur 54, die ebenfalls durch die Luft aus dem Vorschubkolben angepresst werden, eingreifen. Hierdurch wird die

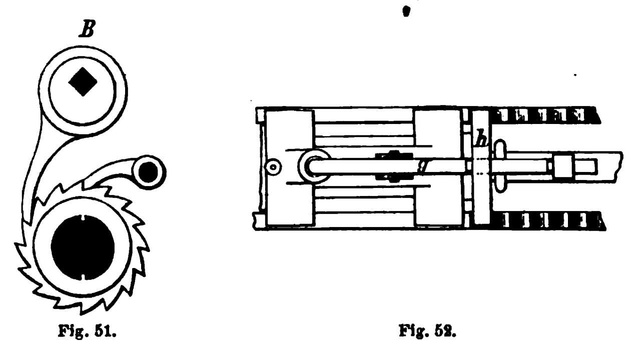


Fig. 51. Fig. 52.

eigentliche Bohrmaschine fest in ihrer Lage gehalten und kann durch den jedesmaligen Schlag des Bohrers nicht zurückweichen.

Die Bewegung nach vorn zu geht durch die Construction der Zähne also ohne Störung, wie aus der Figur 53 ersichtlich ist.

Ist nun das Loch mittlerweile so tief geworden, dass der Arbeitscylinder um die ganze Länge, welche der Kolben o' im Vortreibcylinder durchlaufen kann, vorwärts gerückt ist, so muss der Bohrmechanismus zurückgebracht und ein neuer längerer Bohrer eingesetzt werden. — Um den Arbeitscylinder zurückzubringen, wird der Hahn v', Figur 50, zugedreht, die comprimirte Luft, welche zu den vorbeschriebenen Arbeiten die Kraft gab, also abgeschlossen. Oeffnet man dann den Hahn v'', so tritt die comprimirte Luft durch das Röhrchen k in den Vorschubcylinder und wirkt auf die ringförmige Kolbenfläche des hohlen Kolbens o. Da nun andererseits kein Druck mehr vorhanden ist, so muss der Kolben o und somit auch der mit demselben verbundene Arbeitscylinder zurückgehen. Die beiden Kolben rr, Figur 54, müssen jedoch vorerst zurückgedrückt werden, was sehr leicht geschieht, da

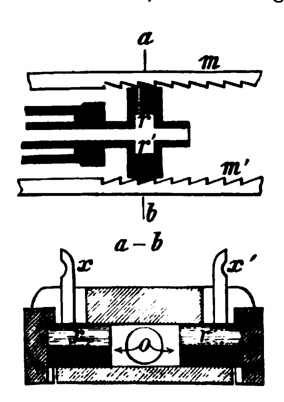


Fig. 53 u. 54.

dieselben keinen Druck mehr haben. Durch die an den Kolben befindlichen Nasen x x, welche mit einer Gummischleife verbunden sind, wird das Zurückgehen ohne weiteres Zuthun besorgt und mit dem Moment des Eintretens der comprimirten Luft werden die Kolben wieder in die zahnartigen Lücken der Zahnstange eingreifen.

Verbessertes System Sachs.

Eine der ältesten Bohrmaschinen, welche, verbessert durch die Gesellschaft Humboldt in Kalk bei Deutz, die weiteste Verbreitung gefunden hat, ist die Sachs'sche Maschine. Figur 55 zeigt einen schematischen Durchschnitt derselben.

Steht der Schieber so, dass die comprimirte Luft durch den Kanal *o* hinter den Kolben *a* tritt, so wird derselbe nach vorwärts getrieben und

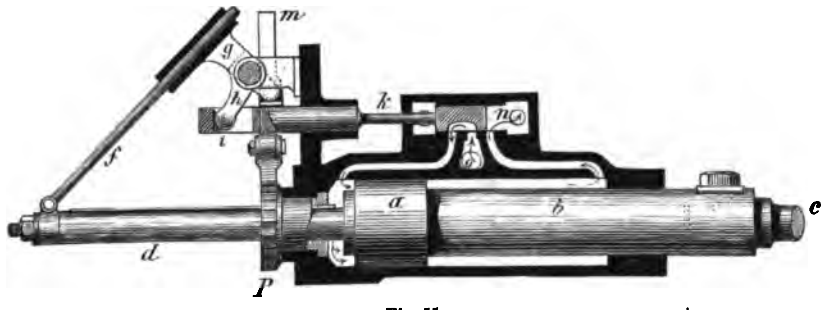


Fig. 55.

hierdurch der Bohrer *c* auf das Gestein gestossen; sobald nun der Kolben nach vorwärts geht, wird auch die rückwärts liegende Verlängerung desselben *d* vorwärts gehen und die hieran mit einem Gelenk befestigte Stange *f* in der Büchse *g* vorwärts geschoben und zu gleicher Zeit um den entsprechenden Winkel gedreht. Die Büchse *g* besteht nun mit der Knagge *h* aus einem Stück und ist auf einer Welle drehbar. Sobald also die Stange *f* sich mehr senkrecht stellt, geht die Knagge *h* nach vorwärts und drückt die Führung des Schiebers *k* ebenfalls nach vorwärts, wodurch der 2. Kanal mit dem Eingangsrohr *o* in Verbindung gebracht wird. Die comprimirte Luft, welche den Kolben *a* nach vorwärts getrieben hatte, entweicht jetzt durch *n* und die gepresste Luft geht von *o* aus vor den Kolben *a* und drückt auf die ringförmige Fläche desselben und dadurch denselben mit der Verlängerung zurück, bis *f* wieder in die Lage kommt, die in der Figur angegeben ist und das Kolbenspiel beginnt von Neuem.

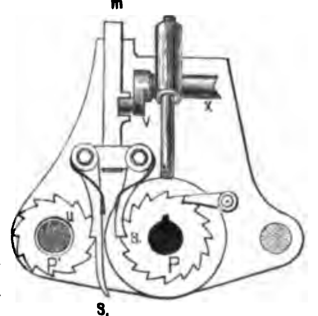


Fig. 56.

Die Drehung des Bohres geschieht durch das Sperrad *p* am hinteren Ende des Kolbens. Diese Vorrichtung ist in Figur 56 veranschaulicht. Die Hülse *g* hat nämlich ausser der Knagge *h* noch eine seitlich liegende Knagge *v*, durch welche bei der jedesmaligen drehenden Bewegung der Hülse eine auf- und niedergehende Bewegung der Stange *m* erzielt wird.

Auf der Stange *m* bewirkt nun die Druckklinke *s* das Umdrehen des Sperrrades *P* und hierdurch des Kolbens *a* der Bohrmaschine. Am Kolben *a* ist die Bohrstange *c* mit einer Schraube verbunden, Figur 55. Die Sperrklinke *w* Figur 56 dient dazu, das Sperrad *P* immer in derselben Lage zu behalten, sobald die Druckklinke *s* in die Höhe geht. Durch das linksseitige Sperrad *P'*, welches ebenfalls durch die Sperrklinke s_1 gedreht wird, geschieht nun der Vorwärtsgang des ganzen Bohrapparates, und ist dieser Mechanismus aus Figur 57, dem Grundriss der Bohrmaschine, deutlich ersichtlich.

Durch Umdrehen des Sperrades *P'* und hierdurch der Welle *u*, welche eine festgelagerte Schraubenspindel ist, muss der ganze Apparat nach vor-

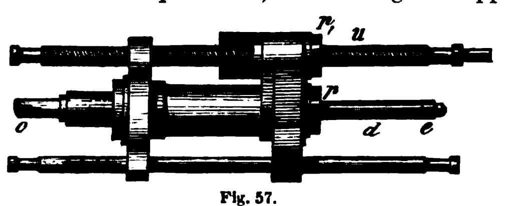


Fig. 57.

wärts gehen. Die Scheibe, Figur 56, welche den Bewegungsmechanismus der Bohrmaschine trägt, hat nämlich eine Mutter, wodurch beim Umdrehen der Schraubenspindel der mit der Scheibe befestigte Apparat vorwärts geht.

Durch das Ausrücken der Sperrklinke am Sperrad *P'* wird vermittelst Drehung der Spindel durch Handkurbel die Maschine zurückgebracht. Die Schraubenspindel bildet mit der gegenüberliegenden Führungsstange, Figur 57, einen Rahmen, sobald dieselben mit den angedrehten Zapfen in ein hierzu passendes Gestell gelegt werden. Hierdurch ist dann der Vor- und Rückwärtsgang der Maschine gesichert.

System Mac-Kean.

Diese Bohrmaschine ist ziemlich verschieden von den vorher betrachteten durch die Art und Weise der Steuerung. Figur 58 dient als schematischer Durchschnitt der Anordnung der Maschine. Durch das Rohr *D* tritt die comprimirte Luft in den Steuercylinder *A*, welcher parallel dem Arbeitscylinder angeordnet ist. — Dieser Steuercylinder hat 2 hervorspringende gekrümmte Flächen, die abwechselnd, jenachdem sich der Cylinder dreht, die Zulasskanäle vor und hinter dem Kolben *a* öffnen und schliessen. Die drehende Bewegung ist keine rotirende, sondern eine hin- und hergehende, hervorgerufen durch die an der rückwärts verlängerten Schieberstange *k* angebrachten Knaggen *h* und *g*, indem die rückwärts verlängerte Kolbenstange des Bohrerkolbens *a* durch die conische Verdickung *e* beim Auf- und Niedergang den beiden Knaggen *h* und *g* eine oscillirende Bewegung mittheilt. Zu gleicher Zeit hat die Verstärkung auf der cylindrischen Mittelfläche Zähne von dem Querschnitt der Sperradzähne und zwar nicht

parallel der Axe, sondern spiralenförmig um die Axe gestellt. Diese Zähne drücken eine Platte *m*, welche ebenfalls solche correspondirend geformte Zähne hat und mit einer Feder unterlegt ist, beim Vorwärtsgang herunter.

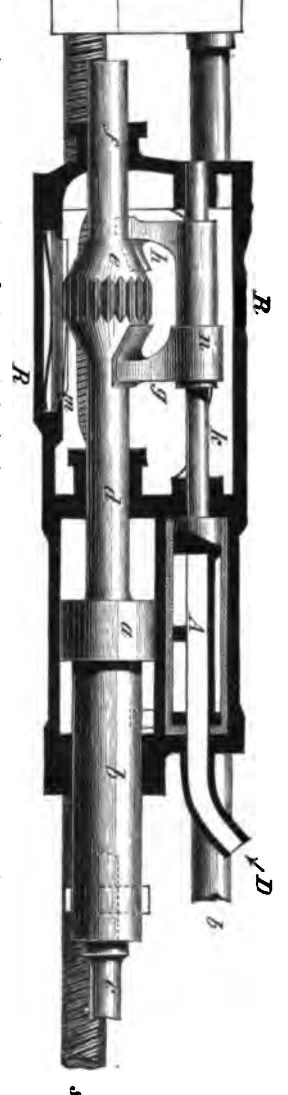


Fig. 58.

Sobald nun der Rückwärtsgang erfolgt, greifen die Zähne der Kolbenstange in die Furchen der Platte und werden in Folge dessen gedreht, wodurch auch zu gleicher Zeit die Drehung des Bohrers resp. das Umsetzen desselben bewirkt wird.

Das Vordringen des Bohrers geschieht durch den Pendelgang der Knagge *h* und ist aus Figur 59 und 60 ersichtlich. Nämlich durch die Bewegung der Knagge *h*, Figur 59, wird der mit derselben in *i* verbundene Ring *u* hin- und herbewegt.

Dieser Ring ist kronenförmig gezahnt und greift in einen ebenso gezahnten Cylinder, welcher durch Nuth und Feder mit einer Schraubenmutter verbunden ist, Figur 60. Durch das Drehen dieser Schraubenmutter wird nun die Fortbewegung des ganzen Apparates erzielt, da die Schraubenspindel *s s* festliegt. Zwischen der Schraubenmutter und dem Ring *u* liegt ausserdem noch eine Feder, welche den gezahnten Cylinder stets an den gezahnten Ring *u* heranpresst.

Der Rückgang der Bohrmaschine geschieht durch das Drehen der Schraubenspindel mit einer Handkurbel.

System Osterkamp.

Eine schematische Uebersicht der Einrichtung dieser Bohrmaschine zeigt die Figur 61. Der Schieber besteht aus einem Kolben *d*, welcher rückwärts in eine cylindrische Führungsstange endigt. Diese Stange hat zwei verschiedene Bohrungen in *m* und *n*, welche so eingerichtet sind, dass einmal die comprimirte Luft in den Arbeitscylinder des Bohrkolbens eintreten, und das anderemal die in demselben zur Wirkung gekommene Luft nach aussen zu entweichen kann.

Bei der Stellung des Kolbens, wie in der Figur angegeben, tritt die comprimirte Luft durch *m* in den Arbeitscylinder *a* und zugleich durch

einen seitlichen Kanal nach dem Kanal *r*. Die comprimirte Luft tritt also zu gleicher Zeit vor und hinter den Kolben *a*; derselbe geht aber dabei nach vorwärts, weil die hintere ganze Kolbenfläche grösser ist, als die vordere Ringfläche [Differenzkolben]. Hierdurch wird der Schlag des Bohrers, welcher in *c* mit der Kolbenstange befestigt ist, auf das Gestein ausgeführt.

Sobald nun der Kolben *a* nach vorn gepresst worden ist, wird der Kanal *i* nach dem Schieberkasten zu geöffnet, die comprimirte Luft tritt

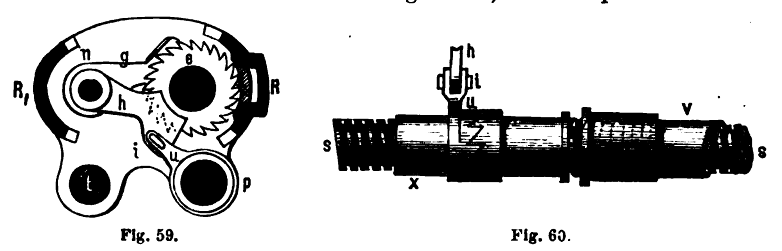


Fig. 59. Fig. 60.

dann auch vor den Kolben *d* des Schiebers und treibt denselben ebenfalls nach vorn hin; hierdurch nun wird die Bohrung *n* der rückwärtigen Stange mit dem Arbeitscylinder in Verbindung gebracht und die comprimirte Luft, welche den Arbeitskolben und Schieberkolben nach vorn geschleudert hatte, tritt nun durch *n* ins Freie und somit muss der Kolben *a* wieder zurückgehen, weil nun die comprimirte Luft vor dem Kolben auf die ringförmige Fläche zur Wirkung kommt.

Ist der Kolben wieder zurückgegangen, so öffnet sich der Kanal *l* im Schieberkasten und die vor dem Kolben thätig gewesene comprimirte Luft

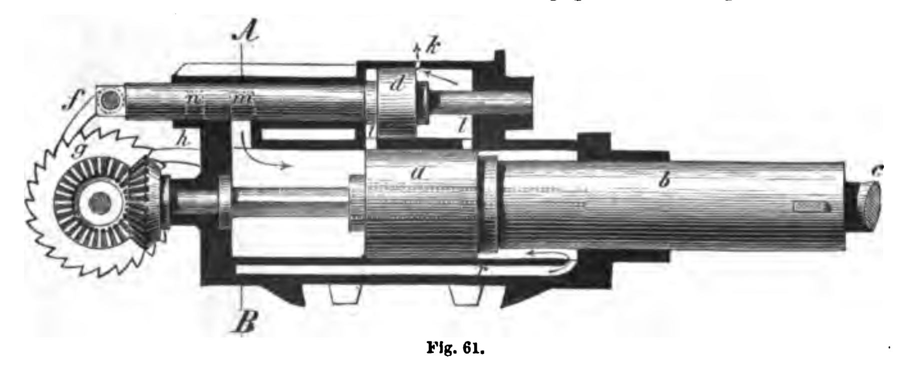


Fig. 61.

geht nun auch in den Schieberkasten und treibt den Schieberkolben *d* zurück; dadurch wird wieder die Bohrung *m* mit dem Arbeitscylinder in Verbindung gebracht und das Kolbenspiel des Bohrers beginnt wieder von Neuem.

Währenddessen der Kolben *d* zurückgedrückt war, konnte nun die comprimirte Luft, welche hinter beiden Kolben war, durch *k* ins Freie ent-

weichen. Geht nun der Arbeitskolben wieder nach vorn, so öffnet sich der Kanal *i* und der Schieberkolben geht wieder nach vorn etc.

Durch den Vor- und Rückwärtsgang der Schieberstange werden vermittelst der beiden Sperrklinken *f* und *h* die Sperräder *g*, *g'* herumgedreht und durch die dadurch hervorgerufene Drehung der Sperradwelle vermittelst der beiden conischen Räder die vierkantige Kolbenstange, auf welcher der Arbeitskolben *a* verschiebbar ist, ebenfalls und somit auch bei jedem Kolbenspiel der Kolben *a* selbst. Hierdurch wird das Setzen [Drehen bei jedem Schlag] bewirkt.

Die ganze Maschine ist an einem Support befestigt und mit einer Schraubenspindel versehen. Die Drehung der Schraubenspindel geschieht durch eine Kurbel mit der Hand. Der Vortrieb des Bohrers ist also in das Gefühl des die Maschine dirigirenden Arbeiters gelegt.

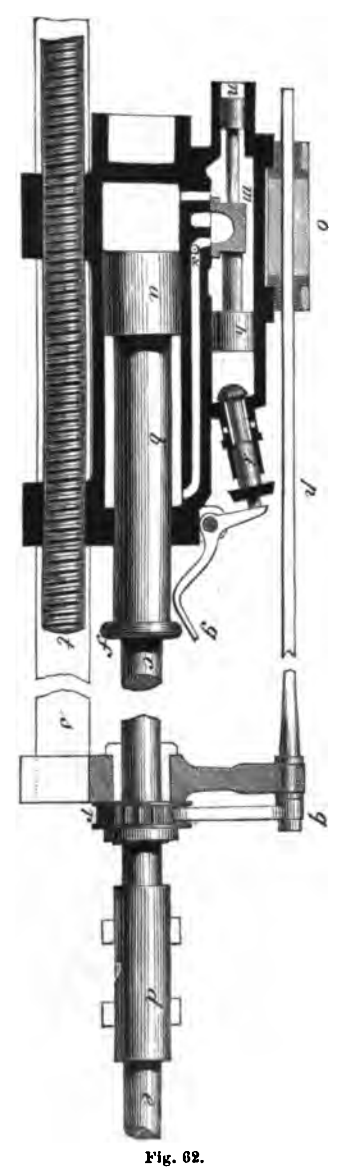


Fig. 62.

System Dubois und François.

Das Eigenthümliche bei diesem System liegt in der Steuerung. Figur 62 zeigt den schematischen Durchschnitt.

Der Schieber hat eine Stange mit den zwei Kolben *h* und *n*. In den Schieberkasten *m* tritt die comprimirte Luft ein und drückt den Kolben *h* vorwärts, weil dieser den grösseren Querschnitt hat. Zu gleicher Zeit geht durch einen kleinen Kanal im Kolben *h* die Luft hindurch auf die andere Seite des Kolbens, und sobald der Kolben *h* soweit vorgegangen ist, dass der Zugang der Luft nach dem Arbeitscylinder stattfindet, ist auch im Schieberkasten vor und hinter dem Kolben *h* das Gleichgewicht hergestellt. Der Arbeitskolben *a* mit der Verlängerung *b* und der Kolbenstange *c* geht nun vorwärts und führt den Schlag auf das Gestein aus. Mittlerweile geht aber der Schieber zurück, denn sobald vor und hinter dem Kolben *h* das Gleichgewicht stattgefunden, wird der kleine Kolben *n* nach

rückwärts gedrückt [weil eine Fläche frei ist]. Die comprimirte Luft tritt nun hinter den Kolben *a* und treibt denselben zurück, da inzwischen die vor dem Kolben *a* gewirkte Luft ihren Ausgang genommen hat in Folge der Construction des Muschelschiebers. Beim Zurücktreten des Kolbens *a* hebt nun der Wulst *f* den Hebel *g* in den Höhe und hierdurch **wird das**

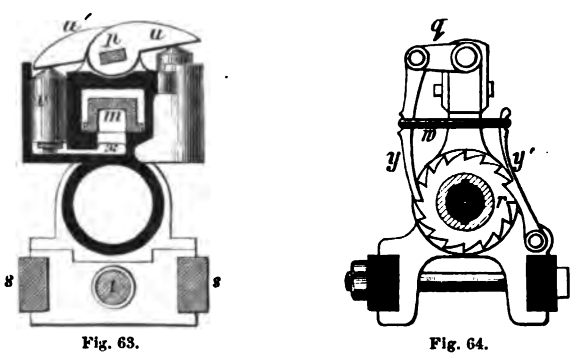


Fig. 63. Fig. 64.

Piston *i* zurückgedrückt, die Luft hinter dem Kolben *h* entweicht dadurch und das vorher beschriebene Kolbenspiel des Schiebers beginnt von Neuem.

Der ganze Bohrapparat liegt in einem Rahmen und ist auf einer in dem Rahmen befestigten Schraubenspindel *t* verschiebbar.

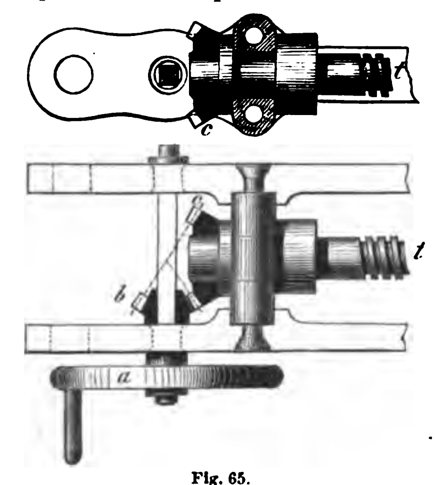


Fig. 65.

Das Umdrehen resp. Setzen des Bohrers geschieht auf folgende Weise: Ueber dem Bohrapparat geht durch die beiden Kopflager des Rahmens eine flache kantige Stange *p*, auf welcher zwei Daumen *u*, *u'*, Figur 63, befestigt sind. Diese zwei Daumen werden durch die Kolben *v*, *v* abwechselnd in die Höhe gedrückt. Die Luft tritt in *x*, Figur 62, ein und

der Wechsel für beide Kolben wird durch den Schieber *m* bewirkt. Durch das abwechselnde Heben und Senken der beiden Daumen bekommt die Stange *p* eine wiegende Bewegung; am Ende der Stange ist nun derselbe Mechanismus mit Sperrad und Druckklinken angebracht, wie an der Maschine von Sommeiller, Figur 64, in Folge dessen durch die wiegende Bewegung das Sperrad jedesmal um einen Zahn herumgedreht wird.

Das Vordringen des Bohrers ist hier dem Gefühl des Arbeiters überlassen und ist nicht automatisch. Die Schraubenspindel hat am hinteren Theil ein conisches Rad, Figur 65, in welches ebenso ein Getriebe *b*, welches durch das Kurbelrad *a* gedreht wird, eingreift. Der Rückgang der Maschine geschieht durch die entgegengesetzte Bewegung.

System Darlington.

Diese Maschine zeichnet sich durch ihre grosse Einfachheit aus, indem die Steuerung nicht etwa durch einen besonderen Mechanismus, sondern durch den Treibkolben selbst bewirkt wird.

In Figur 66 ist die Bohrmaschine im Durchschnitt dargestellt; bei *d* tritt die comprimirte Luft ein und drückt auf die ringförmige Fläche des Kolbens *b*. Zuvor ist die Luft, welche den Kolben nach vorn getrieben hat, durch *e* ins Freie gegangen. Beim Zurückgehen des Kolben öffnet sich aber auch zugleich der Luftkanal *f*, die comprimirte Luft tritt nun hinter den Kolben *b* zugleich, und da hier die ringförmige Kolbenfläche grösser ist, als die vordere, wird der Kolben wieder nach vorn geschleudert, bis die Oeffnung bei *e* wieder frei wird und die comprimirte Luft entweichen

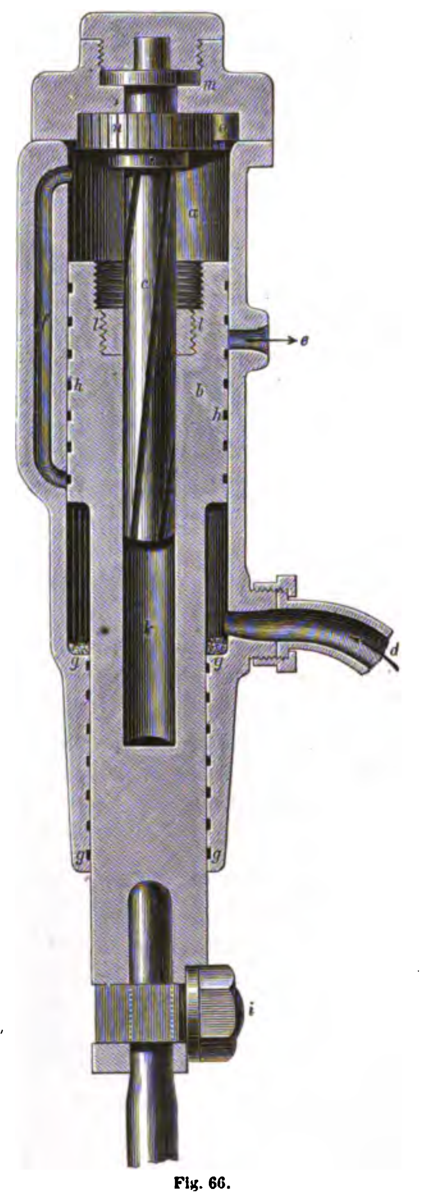


Fig. 66.

kann. Vorerst ist aber der Kanal *f* schon geschlossen, die comprimirte Luft wirkt dann nur noch durch Expansion. Am Kolben *b* ist der Bohrer durch die Klemmschraube *i* befestigt. Der Cylinder *a*, *a* besteht aus einem Stück und dichtet den Kolben durch die flach eingedrehten Nuthen *g*, *g*, welche mit Oel gefüllt werden, ab. Dieselbe Dichtung hat der Kolben im Cylinder *a* durch die Nuthen *h*, *h*. Dies wäre also der ganze Vorgang der Steuerung beim Bohren, es bleibt nun noch übrig, das Umdrehen des Bohrers, das sogen. Setzen desselben, nach jedem Schlage zu bewirken; dies geschieht durch die Führungsstange *c*, welche mit drei eingeschnittenen Führungszügen versehen ist.

Im Kolben ist eine Aussparung mit Gewinde, in diese wird die Mutter *e*, welche Führungsleisten hat, die in die Führungsnuthen der Stange *c* hineinpassen, eingesetzt.

Im Cylinderdeckel hat die Führungsstange ein Sperrad *n*, in welche die Sperrklinke *o* eingreift. Die Sperrklinke *o* wird durch eine Feder gehalten, so dass dem Sperrad nur eine Bewegung nach einer Seite hin gestattet wird. Wie aus der Zeichnung ersichtlich, sind die Nuthen auf der Führungsstange spiralförmig, sogen. Tralle, der Kolben muss also beim Rückwärtsgange vermittelst der Mutter *l* auf der feststehenden Führungsstange eine Wendung machen, jedoch dreht sich die Führungsstange in Folge der vorhin beschriebenen Sperradeinrichtung beim Schlag nach vorn mit. —

Der Vor- und Rückwärtsgang der Maschine geschieht durch Drehen einer Schraubenspindel vermittelst einer Handkurbel. Es liegt also auch hier im Gefühle des Arbeiters den Vorwärtsgang je nach Eindringen des Bohrers zu regeln.

Diese Maschine ist die einfachste von allen Bohrmaschinen und macht 600 bis 800 Schläge pr. Minute, während die anderen Maschinen nur deren 200 bis 400 leisten.

System Brydon, Davidson und Warrington.

Diese Maschine, deren Einrichtung aus der Figur 67 ersichtlich ist, hat den Vortheil, dass der Bewegungsmechanismus in die geschlossene Cylinderhülle gelegt und deshalb vor Bohrstaub und Schmutz ziemlich gesichert ist.

In dem Arbeitscylinder sind zwei Kolben *a* und *b* von verschiedenem Durchmesser mit der Kolbenstange *c* verbunden, welche durch ihren Vor- und Rückwärtsgang den dreiarmigen Hebel *efg* hin und her bewegen und somit durch *g* den Muschelschieber ebenso. Die Steuerung der Maschine wird also durch diesen Hebelmechanismus bewirkt. Der Eintritt der comprimirten Luft geschieht in *h*. Die Differenz der Kolben im Durchmesser ist durch die Bohrstange *d* bedingt, welche stärker ist als die Kolben-

stange *c* und beim Rückwärtsgange doch die ringförmigen Kolbenflächen annähernd gleich sein müssten.

Das Drehen oder Setzen des Bohrers geschieht hier ebenfalls durch

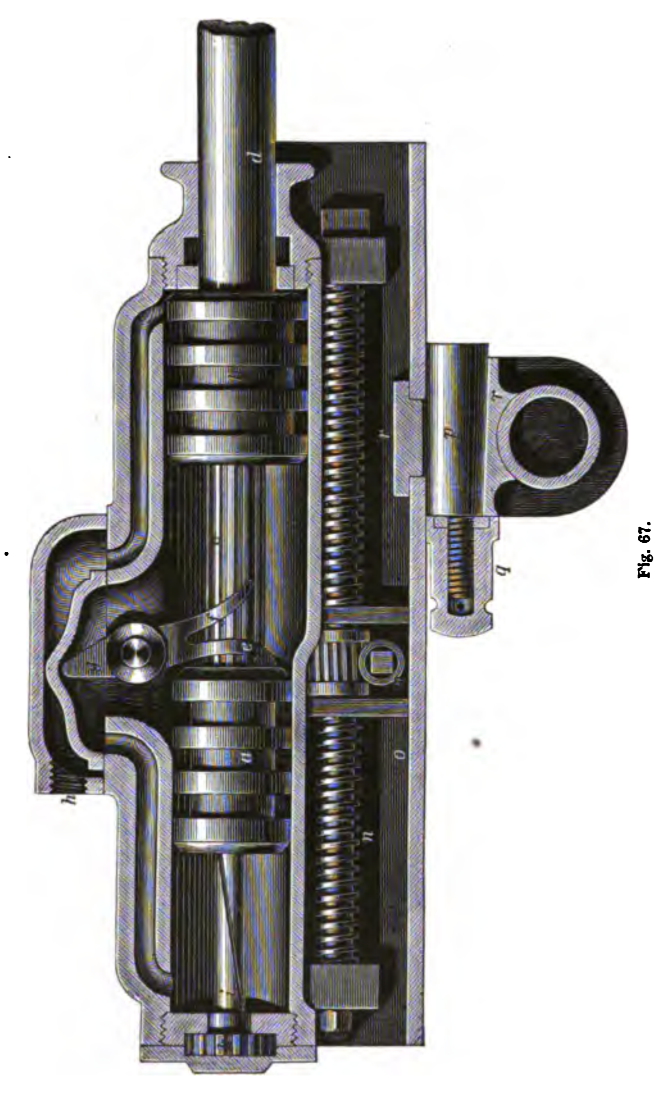


Fig. 67.

eine Tralle in der Stange *i* auf welcher der Kolben verschiebbar ist. Durch das Sperrad *k* wird die Stange beim Rückwärtsgange des Kolbens festgehalten und dadurch der Kolben zum Drehen veranlasst. Beim Vorwärtsgange wird nun die mit Rinnen versehene Kolbenstange *c* durch einen

Sperrkegel an der Drehung verhindert, währenddem sich die Stange *i* dann drehen muss. Der Vorwärtsschub der ganzen Maschine, also das Vorrücken des Bohrers geschicht mit der Hand, durch Drehung einer Kurbel wie aus der Figur ersichtlich ist.

Zahlreich sind die Systeme der verschiedenen Bohrmaschinen, welche alle auf den bisher erläuterten Principien beruhen; bei dem einen System ist es die Steuerung, beim anderen die automatische Vor- und Rückwärtsbewegung, welche verschiedentlich construirt ist u. s. w. Alle sind jedoch so eingerichtet, dass die Arbeit des Bohrens in derselben Weise geschieht, wie bei der Handbohrarbeit, nur mit dem Unterschiede, dass der Schlag auf den Bohrer durch den Eintritt der comprimirten Luft in den Cylinder erfolgt und zwar derart, dass die Spannung der eintretenden Luft den schweren Bohrer mit dem verbundenen Kolben mit Wucht auf das Gestein schleudert. Diese Maschinen werden desshalb Percussionsmaschinen genannt zum Unterschied derjenigen Bohrmaschinen, welche durch drehende Bewegung ein Loch in das Gestein bohren, resp. dasselbe ausschaben.

Es liegt nicht in dem Rahmen dieses Buches alle die einzelnen Systeme ausführlich zu erläutern, jedoch sollen in der nachfolgenden Tabelle die meisten der bis heute in Gebrauch befindlichen Percussionsmaschinen mit den characteristischen Merkmalen ihrer Construction aufgeführt werden.

Name des Erfinders	Steuerung	Umsetzen des Bohrers	Vor- und Rückwärtsbewegung der Maschine
Sommeiller	Von einer kleinen rotirenden Maschine wird der Muschelschieber vermittelst einer Excenterscheibe hin- und her bewegt.	Durch Sperrad mit Sperrklinke, welche von der Welle der kleinen rotirenden Maschine in Bewegung gesetzt wird.	a) Vorwärtsgang. Automatisch unter Benutzung der Rotationsmaschine mit Sperrad, Schraube und Zahnstange nebst Stossknagge. b) Rückwärtsgang. Durch Kuppeln eines Räderpaares.
Ferroux	Von einer besonderen Rotationsmaschine aus wird der Muschelschieber bewegt.	Durch Sperrad mit Sperrklinke wie vorher.	a) Vorwärtsgang. Automatisch durch fortwährenden Druck auf den Arbeits-Cylinder, hervorgebracht durch einen Kolben, verbunden mit einer lösbaren Klinke in einer gezahnten Stange.

Name des Erfinders	Steuerung	Umsetzen des Bohrers	Vor- und Rückwärtsbewegung der Maschine
			b) Rückwärtsgang. Automatisch durch den Rückgang des vorhin erwähnten Kolben „Propulseur“ genannt, welcher mit dem Arbeits-Cylinder verbunden ist.
Sachs	Ein Winkelhebel eigenartiger Construction bewegt den Muschelschieber hin und her.	Sperrad und Sperrklinke durch den Winkelhebel betrieben.	a) Vorwärtsgang. Automatisch durch Sperrad und einer Schraubenmutter auf einer als Führung benutzten Schraubenspindel. b) Rückwärtsgang. Durch Handbetrieb mit Kurbel an der Schraubenspindel.
Mac Kean	Oscillirender Schieber durch 2 Knaggen welche auf der Steuerwelle sitzen, bewegt. Die Knaggen erhalten die pendelartige Bewegung durch die Kolbenstange.	Durch Schraube nebst gezahnter Platte.	a) Vorwärtsgang. Automatisch durch Knagge, Sperrad und Schraubenmutter auf der als Führungsstange dienenden Spindel. b) Rückwärtsgang. Durch Kurbel mit Handbetrieb.
Dubois und **François**	Durch einen Muschelschieber, welcher seine Bewegung durch den abwechselnden Druck von zwei ungleich grossen Kolben erhält.	Durch Sperrad und Sperrklinke, bewegt durch die wippende Drehung der Steuerwelle. Die letztere Bewegung durch zwei Hilfskolben erzeugt.	Vor- und Rückwärtsgang. Durch Handbetrieb vermittelst Kurbel.

Name des Erfinders	Steuerung	Umsetzen des Bohrers	Vor- und Rückwärtsbewegung der Maschine
Darlington	Durch das Kolbenspiel ohne Schieber.	Durch eine sogenannte Tralle (steilgängige Schraube in der im Kolben festsitzenden Mutter).	Vor- und Rückwärtsgang. Durch Handbetrieb vermittelst einer Kurbel.
Burleigh	An der Kolbenstange sitzt eine Verdickung, welche einen Winkelhebel hin und her bewegt und dieser den Muschelschieber.	Eine schraubenförmige Nuthe (Tralle) in der rückwärts verlängerten Kolbenstange und in welche ein aussenliegendes Sperrad mit der passenden Nase eingreift.	Vor- und Rückwärtsgang. Bei kleineren Maschinen durch Handbetrieb mit Kurbel; bei grösseren Maschinen automatisch.
Osterkamp	Durch Luftdruck bewegter Steuerkolben unter Mitwirkung der durch den Kolben eigenthümlich angelegten Luftkanäle.	Kegelräderpaar bewegt durch Sperrad mit Sperrklinke. Das Sperrad erhält seine Bewegung durch die Kolbenstange.	Vor- und Rückwärtsgang. Von Hand durch Kurbel und Schraube.
Ingersoll	Ein durch den Kolben bewegter Schieber vermittelst zweier Winkelhebel.	Durch eine Tralle auf einer im Kolben angebrachten Mutter.	Vor- und Rückwärtsgang. Durch Handbetrieb.
Braydon, Davidson und **Warrington**	Durch Muschelschieber, welcher vermittelst eines Winkelhebels bewegt wird. Der Winkelhebel hat zwei Knaggen, welche durch zwei Verdickungen der Kolbenstangen beim Hin- und Hergang ebenso bewegt werden.	Durch eine Tralle wie vorher.	Vor- und Rückwärtsgang. Durch Handbetrieb vermittelst Kurbel- u. Schraubenspindel.
Fröhlich	Durch combinirte Kolben und Flachschiebersteuerung.	Durch eine Tralle mit zwei Frictionsscheiben.	Früher automatisch, in neuerer Zeit durch Handbetrieb mit Kurbel u. Schraube.

Eine Hauptsache für den Betrieb mit Bohrmaschinen ist die Anordnung zum Befestigen der Maschinen, sobald dieselben in Thätigkeit gesetzt werden sollen. Bei dem allmäligen Fortschreiten der Bohrmaschine je nach dem Tieferwerden des Bohrloches ist es unbedingt erforderlich, dass der Bohrer und somit auch die Maschine selbst ihre axiale Lage innebehält, auch beim Wechsel der Bohrer, nachdem also statt eines kurzen Bohrers ein längerer eingeschaltet wird, um ein bereits angefangenes Bohrloch tiefer zu bohren, ist es nothwendig, dass die Maschine wieder in dieselbe Lage gebracht werden kann, welche sie beim Anfang des Bohrens hatte.

Um nun diese Feststellung der Bohrmaschinen den Anforderungen entsprechend bewirken zu können, sind sogen. Gestelle construirt, auf welchen die Maschinen in einer gewissen Lage so befestigt werden können, dass sie während der Arbeit des Bohrens ihre Lage permanent beibehalten. Diese Gestelle sind einzutheilen in:

1. Säulen, welche sich zwischen den beiden Stössen des Stollens oder zwischen First und Sohle befestigen lassen.
2. Stative, die jede mögliche am besten nach unten gehende Befestigungsweise und Lage der Maschine gestatten, die aber durch angehängte Gewichte in ihrer Stabilität verstärkt werden müssen und deshalb nicht so solid sind.
3. Rahmen oder Bockgestelle, welche entweder bei einer bis zwei Maschinen ohne weitere Fahreinrichtung, oder bei drei bis sechs Maschinen mit einer Fahreinrichtung auf Schienengeleise versehen sind.

Bevor ich mich des Weiteren über die Bohrmaschinengestelle ergehe, muss ich noch folgenden Umstand resp. Eintheilung der maschinellen Bohrarbeiten erläutern.

Die Maschinenbohrarbeiten werden entweder bergmännisch betrieben oder es findet sogen. forcirter Betrieb statt.

Im ersten Falle wird nämlich zuerst Einbruch geschossen, dann die gelösten Massen weggeräumt, etwa noch durch Keil und Brecheisen zu gewinnende Gesteine ebenfalls gelöst und weggeräumt und dann nach Lage der Verhältnisse vor Ort weitere Löcher gebohrt, aber nur so viel, als es die zunächst zu lösenden Gebirgsmassen den Erfahrungen gemäss, erfordern. Die ganze Arbeit wird also betrieben, wie bei den Handbohrarbeiten mit dem Unterschied, dass durch das Maschinenbohren colossal viel Zeit gewonnen wird; in den meisten Fällen ist auch der Maschinenbetrieb namentlich im festen Gestein dadurch bedeutend billiger per laufenden m aufzufahrenden Stollen.

In der Hauptsache ist es der Vortheil, dass beim Vortreiben eines Stollen durch Maschinenbetrieb 2 bis 3 mal so viel aufgefahrene Länge in einer gewissen Zeit erzielt wird.

Bei forcirtem Bohrbetrieb werden jedoch ohne Rücksicht auf Lagerung des Gebirges in die Stollenbrust 15 bis 30 Löcher gebohrt und hierzu um Zeit zu sparen 4 bis 6 Bohrmaschinen zu gleicher Zeit in Thätigkeit gesetzt. Diese Löcher werden zu gleicher Zeit abgethan; sodann wird unter Anwendung aller Kräfte und Hülfsmittel vor Ort alles abgetrieben und schnellstens weggeräumt und hiernach das Bohrgestell wieder vorgebracht, um die Operation des Bohrens zu wiederholen.

Dass diese Art des Bohrbetriebs sehr viel Bedienungsmannschaften erfordert und dadurch die Arbeit sehr theuer wird, ist klar und kann diese Methode des Bohrens nur da angewendet werden, wo es nur auf Zeitgewinnung ankommt, da durch forcirten Betrieb ein Fortschritt von mehr als die Hälfte, ja fast das doppelte der gewöhnlichen Leistung bei sogen. bergmännischem Betrieb erzielt wird.

Um, wie man sagt, bergmännisch zu bohren, sind die einfachsten Gestelle für Bohrmaschinen genügend und ist die einfache Säule wie wir sie schon bei den sogen. Handbohrmaschinen kennen gelernt haben, das zweckmässigste Gestell. Bei der Darlington'schen Gesteinsbohrmaschine ist als Säule eine schmiedeeiserne Röhre von ca. 10 cm Durchmesser genommen, die an jedem Ende eine Schraubenmutter aus Kanonenmetall hat. Die eine Schraubenmutter hat linkes und die andere rechts gehendes Gewinde. In beide wird ein Bolzen mit Klauen eingesetzt, durch deren Hülse man die Säule zwischen zwei Ortsstössen festgespannt. Man legt an die Stösse erst zwei Bohlenstücke und lässt dann die Klauen sich in diese fest eindrücken. Das Umdrehen der Klauenbolzen geschieht durch einen eisernen Hebel, welcher durch das im Bolzen befindliche Loch gesteckt wird. Eine äusserst sinnreiche Anordnung einer Befestigungssäule ist bei den hydraulischen Drehbohrmaschinen von dem Erfinder derselben, Herrn Brandt angewendet worden, dieselbe soll bei der Abhandlung der erwähnten Bohrmaschinen näher betrachtet werden.

Für Luftcompressionsmaschinen sei hier noch der sogen. Spannsäule der Duisburger Maschinenfabrik Erwähnung gethan.

Dieselbe besteht aus einer schmiedeeisernen Röhre, welche am oberen Ende statt des Klauenbolzens eine Stopfbüchse hat, durch welche sich ein Kolben bewegt. Derselbe wird durch die am unteren Ende der Spannsäule befindliche Pumpe in die Höhe gehoben und drückt sich dann vermittelst der angebrachten Klauen fest an.

Bei allen Säulen wird die Befestigung der Bohrmaschine vermittelst einer ringförmigen Klammer oder eines Ringes, welcher durch Stellschraube an die Säule befestigt wird, bewirkt. Ring und Klammer sind auf der Säule verschiebbar und nehmen einen drehbaren Zapfen auf, welcher die Bohrmaschine trägt.

Die Stativgestelle sind weniger empfehlenswerth, da sie nie so festge-

stellt werden können, als es erforderlich ist. Dieselben werden hauptsächlich in Steinbrüchen oder Einschnitten gebraucht, wo man also nicht in der Lage ist, zwischen zwei gegenüberstehende Flächen eine Säule oder einen Rahmen einzuspannen. Wenn auch die Stative durch angehängte Ge-

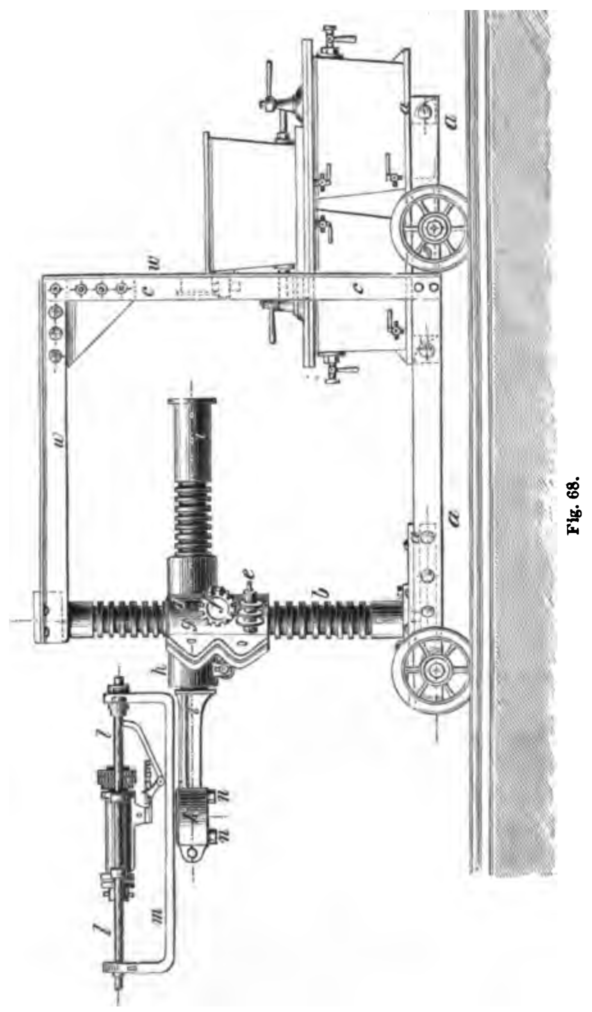


Fig. 68.

wichte stabiler gemacht werden, so ist doch immer eine Bewegung resp. Verschiebung derselben bemerkbar, hervorgebracht durch die Stösse der Bohrmaschine selbst; die Folge davon ist, dass der Bohrer sich in seiner axialen Lage ändert und sich im Loche festklemmt. Das Loch ist in diesem Falle nicht tiefer zu bohren, sondern es muss jedesmal ein neues Loch angefangen werden.

Ein Säulengestell fahrbar einzurichten hatte Döring für die Sachs'-sche Bohrmaschine zuerst versucht und somit den Uebergang zu den eigentlichen Rahmengestellen eingeleitet. Derselbe construirte vorstehenden Apparat. Figur 68.

Auf dem gusseisernen Wagen *a a* steht die Säule *b*; diese ist durch zwei Winkeleisenstücke *w* mit den an beiden Seiten des Wagens in die Höhe gehenden Stücken *c c* fest verbunden und bilden diese Winkeleisenstücke mit der Säule den eigentlichen Rahmen.

Die Säule *b* hat concentrische Ringe und dient als Zahnstange, auf welcher der Körper *g* vermittelst des Schneckenrades *e* und des Getriebes *f* auf der Säule hin und her beweglich ist. Durch Stellschrauben kann dieser Körper festgestellt werden. Durch letzteren geht nun wieder eine kleinere Säule *i i* hindurch, welche so eingerichtet ist, wie die aufrecht stehende Rahmensäule; sie kann aber nicht allein vor- und rückwärts, sondern auch in ihrer Axe gedreht werden, da die Muffe, durch welche die Säule hindurchgeht, einen Zapfen bildet in dem Körper, welcher die senkrechte Säule umgiebt. Das Gabelstück *m m* nimmt die Bohrmaschine auf und ist ebenfalls beweglich durch den Bolzen *k* in dem Endstück der horizontalen gezahnten Säule *n n*. Hierdurch kann also die Bohrmaschine jede beliebige Richtung annehmen. Der Wagen wird an den Rädern und durch Holzkeile am oberen Theil der senkrechten Säule festgekeilt. — Ausserdem trägt der Wagen noch auf seinem hinteren Theile einen Wasserkasten, aus welchem das Spritzwasser für die Bohrmaschine resp. zum Ausspülen der Bohrlöcher vom Bohrmehl vermittelst der auf das Wasser wirkenden Luftcompression entnommen wird; ferner noch einen Geräthekasten für das nöthige Arbeitsgeschirr.

Ein ebenso einfaches und dabei sehr stabiles Gestell ist für die Bohrmaschine von Mc. Kean in Gebrauch gekommen und stellen die Figuren 69 und 70 dasselbe in Grundriss und in der Seitenansicht dar.

Auf dem besonders für Schienengeleise construirten Wagen ist um den Drehpunkt *M* eine horizontal liegende starke Stange *L L* beweglich und dient die Geleitfläche *N* als Unterlage und Führung für das vordere Ende derselben. Diese Stange hat am hinteren Ende eine Verzahnung, durch welche sie vermittelst der Vorrichtung L^1 L^3 vorwärts bewegt, und am vorderen Ende eine Hülse *P*, worin eine Säule bewegt werden kann.

Diese Säule trägt in *H* die Bohrmaschine *a h*. Auf der Stange *L* sitzt noch ein Schraubenrad L^4 mit Nuth und Feder, so dass die Hülse *P* immer durch die Schraube L^5 gedreht werden kann, wenn sie auch durch die Stange *L L* hin und hergeschoben wird. Die Säule sowohl, welche die Bohrmaschine trägt, als auch die beiden Ständer *T T'* haben Schraubenköpfe *v* und *R* mit Klauenfuss U^2 und *S* zum Befestigen des ganzen Apparates gegen das Gestein.

Die meisten Fabriken welche Bohrmaschinen fertigen, liefern auch die betreffenden Gestelle dazu und haben sich die sog. Universalgestelle überall

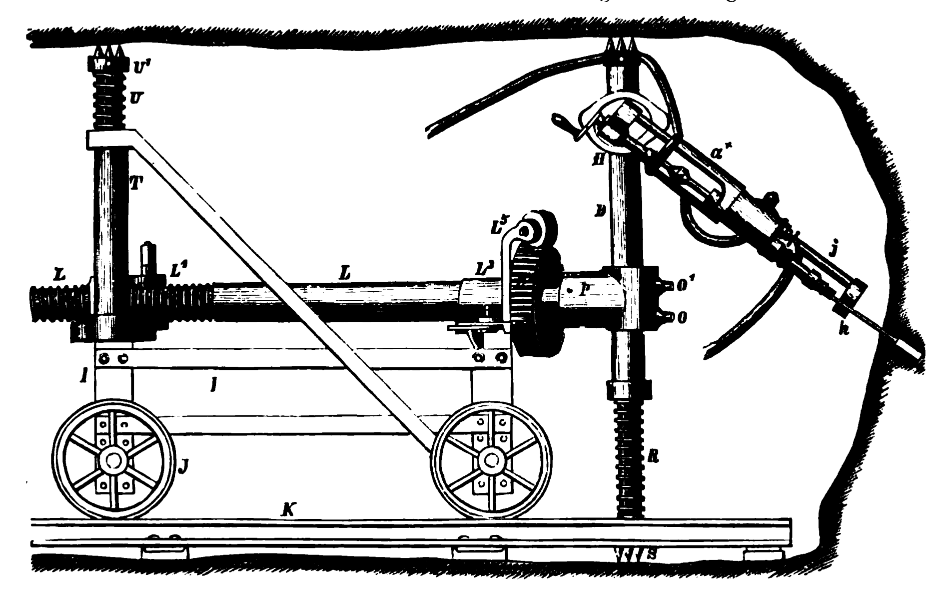


Fig. 69.

Eingang verschafft. Bei denselben spielt die gezahnte Stange, wie sie bei dem Gestell für die Sachs'sche Bohrmaschine erläutert ist, sowie die fahrbare Säule mit den verschiebbaren Armen die maassgebende Rolle.

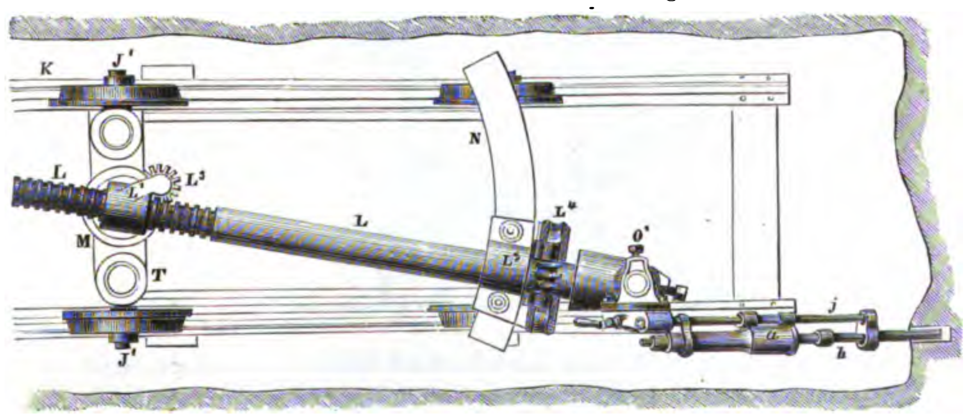


Fig. 70.

Die Figur 71 zeigt das von der Maschinenbauanstalt Humbold construirte Universalgestell in zwei verschiedenen Stellungen zum Stollenbetrieb geeignet.

Für forcirten Betrieb eignen sich nur die **Rahmengestelle, wie sie am** Montcenis-, St. Gotthard- und Kaiser Wilhelm-Tunnel **beispielsweise** im Gebrauch gewesen sind.

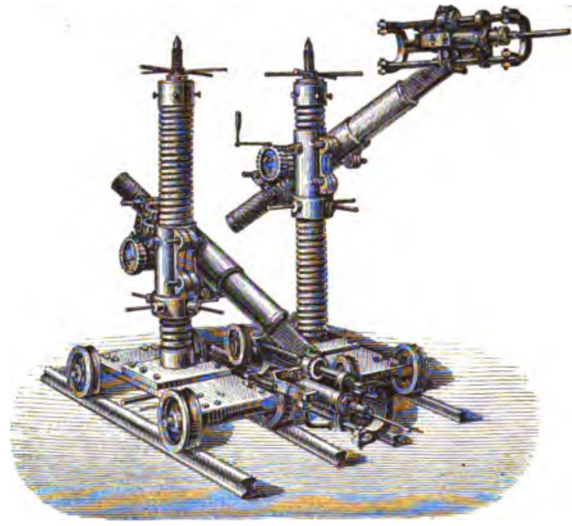


Fig. 71.

Figur 72. zeigt das Gestell am St. Gotthard-Tunnel schematisch. Es besteht aus einem fahrbaren Rahmen, dessen Seitenwände aus Schraubenspindeln mit je zwei Führungsstangen zusammengesetzt sind. Auf diesen

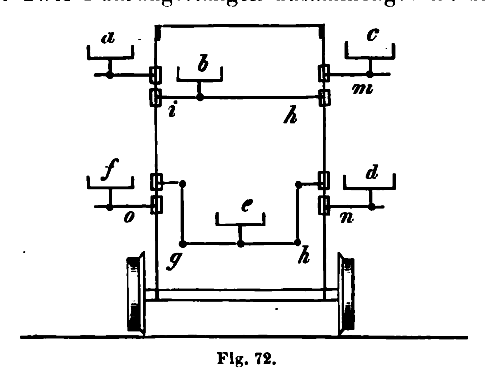


Fig. 72.

Schraubenspindeln sind durch Kurbeln die Büchsen einerseits mit eingedrehtem Gewinde und andererseits mit seitlichen Armen *m n l o* versehen, von oben nach unten verschiebbar, ferner die beiden im Rahmen liegenden Wellen *i k* und *g h*, welche ebenfalls an ihren Enden Büchsen haben, die verschiebbar sind. Sodann bestehen die seitlichen Arme vorn wieder aus zwei Führungsstangen mit zwischenliegender Spindel, wodurch die auf der

Spindel sich befindenden Gabeln *a f c d* von rechts nach links und umgekehrt bewegt werden können.

Die hinteren seitlichen Arme sind gewöhnliche runde Zapfen, auf welchen ein Rahmstück mit der Hand verschiebbar ist. Dieses Rahmstück

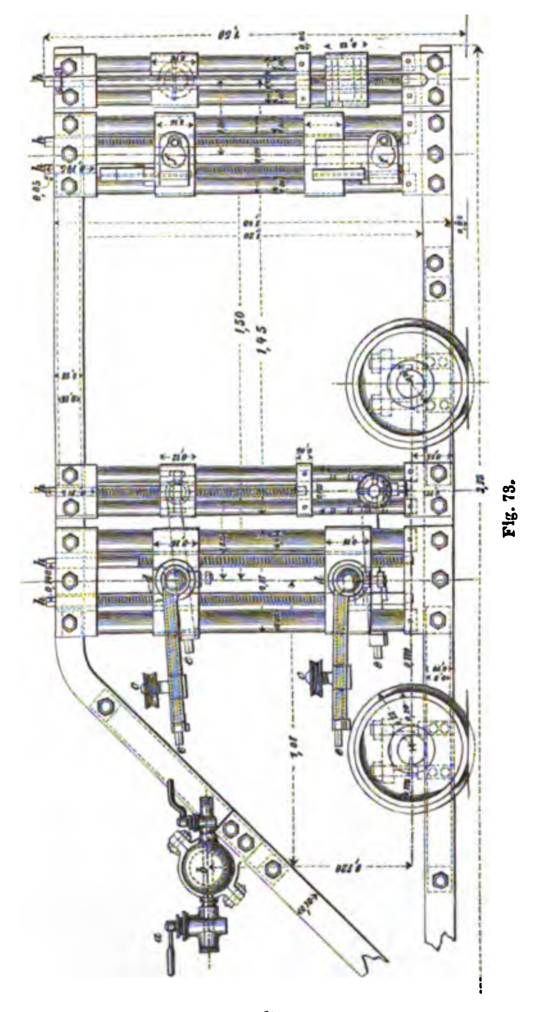


Fig. 73.

trägt wieder einen Zapfen auf einer Spindel verschiebbar und dient dieser Zapfen zur Befestigung der Bohrmaschine. Figur 73 und 74 zeigt die Seitenansicht und den Grundriss des Bohrgestelles. In der Seitenansicht sind durch die Schraubenspindeln *h h* an den beiden Führungsstangen die seitlichen Arme *d d* beweglich. Durch die Spindel *e e* in den auf *d d* verschiebbaren Rahmstücken wird der Zapfen *c c* bewegt. Dieser Zapfen hat

oben eine runde Scheibenmutter zur Befestigung der Bohrmaschine und geht durch das Loch *S* Figur 50. Der vordere Theil der Bohrmaschine liegt auf einer drehbaren Gabel, welche auf den seitlichen Armen *ff* angebracht ist. Auch diese Gabel lässt sich wie aus dem Grundriss zu ersehen ist, durch die Schraubenspindel *g* seitlich verschieben.

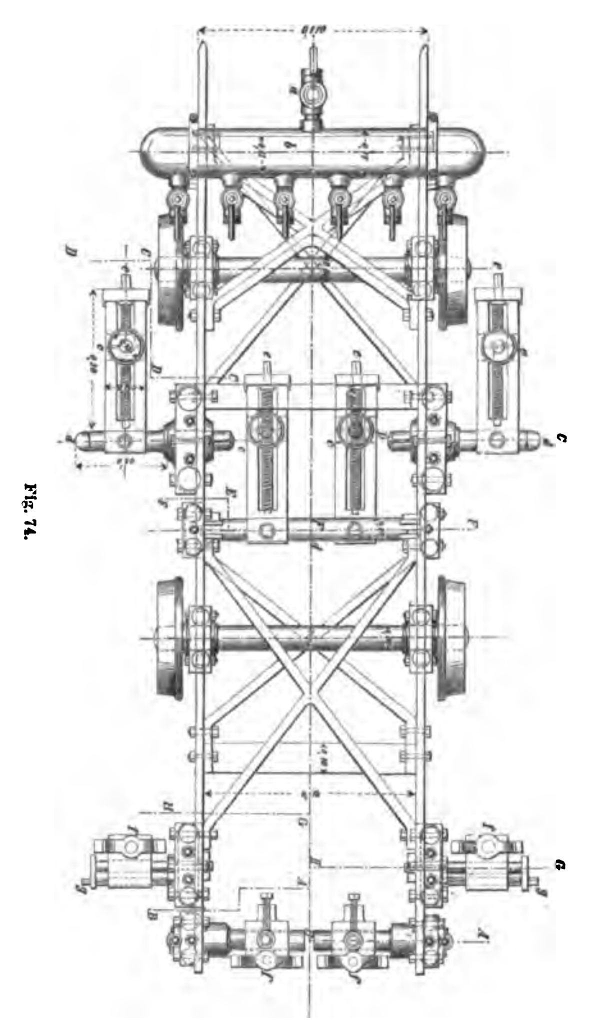


Fig. 74.

Eine Bohrmaschine, Figur 50 wird also mit ihrem hinteren Ende in *S* auf der Laffette *e d* in *c* befestigt und erhält vorn ihre Auflage und Führung in der Gabel *f*. Est ist wohl klar ersichtlich, dass durch das Bewegen der Laffette und der Gabel in horizontaler als auch vertikaler Richtung alle

möglichen Stellungen der Bohrmaschine und somit eine Verschiedenartigkeit der Bohrlochsrichtungen erzielt werden können.

Das Gestell trägt ferner auf der hinteren Seite ein Luftreservoir *b*, welches durch den Hahn *a* mit der Hauptrohrleitung vermittelst eines Gummischlauches in Verbindung steht; aus diesem Reservoir *b* münden 6 Stück kleine Hähne, Figur 64, an welche die Gummischläuche für die 6 auf dem Gestell befindlichen Bohrmaschinen angebracht werden. Das ganze Gestell füllt den Raum des Stollens vollständig aus; die Arbeiter müssen sich zwischen den Apparaten etc. hindurchzudrücken suchen. Eine besondere Befestigung desselben geschieht nur durch das Feststellen der Räder auf dem Geleise vermittelst Klemmschrauben.

Handhabung der Bohrmaschinen-Arbeit.

Bei nicht forcirten, also bergmännischem Bohrbetrieb, welcher gewöhnlich auf grösseren Steinkohlengruben und zwar beim Querschlagtreiben eingeführt ist, kann der Compressor zur Ezeugung der comprimirten Luft leicht in den vorhandenen Maschinenräumen aufgestellt und durch Dampfkraft, die ebenfalls hinlänglich vorhanden, in Betrieb gesetzt werden. Ich will desshalb von Beschreibung einer solchen Anlage absehen. Die Resultate des bergmännischen Bohrbetriebs sollen jedoch nachfolgend zur Erörterung kommen. Die Bohrmaschinen, System Sachs, haben in Oestreich-Ungarn auf verschiedenen Werken sehr gute Resultate erzielt und geht dies aus der nachfolgenden Tabelle, S. 98/99, aufgestellt von der Königl. ungarischen Maschinen-Inspection Windschacht bei Schemnitz hervor.

Zur Erläuterung der Tabelle ist noch Folgendes angeführt:

Anmerkungen zu den Betriebsresultaten.

Der grössere Verbrauch an Sprengmaterial beim Maschinenbohren ist zum Theil darin begründet, dass die Bohrlöcher dabei bedeutend tiefer sind als beim Handbohren. Der Häuer bohrt 4 bis 500 mm tiefe Löcher, während beim Maschinenbohren 600 bis 1000 mm tiefe Löcher gebohrt werden. Ferner dürfte der angeführte grössere Verbrauch an Sprengmaterial darin seine Begründung finden, dass beim Maschinenbohren die Bohrlöcher nahezu senkrecht auf die Feldortfläche gebohrt werden, während der Hauer dieselbe je nach der Lage der Gesteinsschichten und den freien Flächen anbrüstet, somit mit weniger Sprengmaterial einen besseren Effect erzielt. Zu erwähnen ist noch, dass die Maschinenbohrarbeit wohl in Accord betrieben wurde, dass aber das Sprengmaterial dabei an die Arbeiter unentgeltlich verabfolgt wurde, während bei der Handarbeit sämmtliches Material der Gedinghäuer bezahlen musste. Gegenwärtig ist in das Gedinge sämmtliches Brenn- und Sprengmaterial einbegriffen, weshalb sich der Verbrauch auch bedeutend vermindert hat.

Es ist zu bemerken, dass der mit Maschinen betriebene Stollen 3 m . 2,5 m gross ist, während der mit Handarbeit betriebene nur die Dimensionen 2,5 m . 2,25 m hat; in ersterem Stollen sind demnach 3 . 2,5 . 128 cbm Material ausgesprengt worden, in letzterem nur 2,25 . 2,5 . 75,05 = 439 cbm.

Tabelle

Betriebs-

des Hand- und Maschinenbohrens am Kaiser

Feldort

Siegmundschacht gegen

Januar

Pos.	Allgemeine Bemerkungen	Zeitdauer	Betriebskraft						Betriebsmaterialien		
			arbeitende Maschinen	Maschinenwärter			Häuer	Verfahrene 6—8 stündige Schichten	Bohrer	Dynamit	Sprengpulver
				beim Compressor	Lehrlinge	beim Bohren					
№		Tage	Zahl						St.	Z. Pfd.	W. Pfd.
											Hand-
1	Die Arbeitsschicht	14					16	182			42
2	dauerte 6 Stunden.	14					16	192			74
3	Das Gestein war mit-	14					16	224			82
4	telfester Grünstein.	14					16	224			94
5		14					16	192			64
6		14					16	220			80
7		14					16	224			86
8		14					16	216			82
9		14					16	208			80
10		14					16	222			80
11		14					16	224			80
12		14					16	217			76
13		14					16	216			80
	Zusammen	182						2761			1000
	Entfällt pro Meter							35,4			12,8
											Maschinen-
14	Die Arbeitsschicht	14	1	2	4	3	9	203	140	130	
15	dauerte 8 Stunden.	14	1	2	4	3	9	224	232	172	
16	Das Gestein war zum	14	1	2	4	3	9	217	262	284	
17	Theil sehr fest, zu-	14	1½	2	3	3	9	226	292	210	
18	meist mittelfest.	14	2	2	1	6	9	249	352	282	
19		14	2	2	—	6	9	229	302	275	3
20		14	2	2	2	6	9	245	281	265	
21		14	2	2	1	6	9	229	310	245	
22		14	2	2	2	6	9	254	333	325	2
23		14	2	2	3	6	9	265	350	275	2
24		21	2	2	2	6	9	313	707	295	
	Zusammen	161	—	—	—	—	—	2654	3561	2758	7
	Entfällt pro Meter							20,6	27,6	21,4	

No. 7.

Resultate

Joseph II. Erbstollen — Schemnitzer Abtheilung.

vom

Franz-Josephschacht.

1876.

Betriebskosten					Leistung			
							Feldort	
Arbeiter-Löhne	Spreng-material	Schmiede und sonstige	Ersetzte Maschinen-theile	Zusammen	Gesammte Bohrloch-tiefe	Spren-gungen	Vorrückung in 14—21 Tagen	Tägliche Vorrückung
Gulden österreich. Währung					Meter	Zahl	Meter	
bohren.								
200,04	24,96	12,80		237,80			3,712	
273,53	38,47	15,36		327,36			5,231	
308,16	42,44	15,36		365,96			5,907	
258,44	47,56	15,36		321,36			5,737	
190,74	33,26	12,80		236,80			4,726	
239,00	41,00	15,04		259,04			5,907	
268,28	43,72	15,36		327,36			6,582	
245,56	42,44	14,72		302,72			6,075	
247,11	41,64	12,80		301,55			6,497	
257,36	41,64	15,36		314,36			7,762	
210,34	41,64	15,36		267,34			6,413	
169,96	40,04	14,08		224,08			5,401	
274,54	41,96	15,36		331,86			8,100	
3143,06	520,77	189,76		3853,59			78,050	
40,29	6,70	2,43		49,42	Im Durchschnitt pro Tag		0,42	
bohren.								
203,84	144,18	41,10	53,96	443,08	175,96	13	7,75	0,55
225,36	191,38	41,10	53,96	511,80	207,23	14	8,00	0,57
210,64	299,24	41,10	53,96	604,94	212,06	14	8,25	0,59
262,14	229,35	41,10	53,96	586,55	321,06	14	10,00	0,71
264,39	303,01	41,10	53,96	662,46	306,78	20	11,75	0,84
278,10	293,66	41,10	53,96	666,82	274,20	18	13,00	0,93
266,27	280,88	41,10	53,96	641,71	262,27	18	12,00	0,86
262,20	256,63	41,10	53,96	613,89	279,84	18	12,00	0,86
305,88	340,50	41,10	53,96	741,44	332,97	20	14,00	1,00
335,52	287,08	41,10	53,96	717,66	312,74	22	15,00	1,07
373,53	308,66	41,14	54,05	777,38	329,70	25	17,00	0,81
2987,87	2934,07	452,14	593,65	6967,72	3014,81	—	128,75	—
23,21	22,78	3,52	4,61	54,12	23,41	Im Durchschnitt pro Tag	0,80	

Demnach kostet der cbm ausgesprengte Masse beim Handbetrieb $^{3852}/_{439}$ = 8,77 Fl. beim Maschinenbetrieb nur $^{6967}/_{965}$ = 7,21 Fl. d. h. der finanzielle Vortheil mit Rücksicht auf die Quantität der ausgesprengten Masse ist absolut genommen ebenfalls auf Seiten der Maschinenarbeit; im gegenwärtigen Fall kann er insofern nur als ein relativer bezeichnet werden, als die mit Handarbeit betriebenen Stollendimensionen den localen Zwecken genügten, die grösseren Dimensionen des Stollens beim Maschinenbetrieb nur durch die Maschinenarbeit selbst bedingt waren und auch grössere Kosten deshalb bei der Förderung der Berge verursachten. Diesen Nachtheil zu umgehen wurde versucht, den Stollenquerschnitt zu verkleinern, man machte aber dabei die Erfahrung, dass bei den kleinen Feldort-Dimensionen die Vorrückung viel geringer ausfiel, als bei den grösseren. Man trug daher die grösseren Förderkosten recht gerne, wenn nur die Vorrückung grösser wurde.

Von Oberingenieur F. Rziha wurden in dem Wiener Weltausstellungsbericht noch folgende sehr interessante vergleichende Betriebsresultate von verschiedenen Bohrsystemen veröffentlicht, die hier ebenfalls Platz finden sollen.

Tabelle No. 8. (siehe Seite 101.)

Laufende No.	Gegenstand.	Beim früheren Handbetriebe des Hauptortes durch einheimische Bergleute	Beim combinirten Maschinen- und Handbetrieb	Beim Gegenortsbetriebe mittelst Handbohrarbeit durch Italiener
1	Ortsdimensionen, m.	3,4 h., 2,27 br.	3,4 h., 2,27 br.	3,4 h., 2,27 br.
2	Tägliche Belegschaft, Mann	9	9 bis 11	9
3	Gedinge pro laufenden m, Mark	195	150	165
4	Sonstige Kosten beim Maschinenbetriebe, Kohlen, Reparatur etc. pro laufenden m, Mark		18	
5	Durchschnittliche Auffahrung pro Tag, m	0,3	0,62	0,4
6	Durchschnittliche tägliche Stundenzahl, während welcher jede der beiden Maschinen in Bewegung war, Stunden		4,5	
7	Zahl der Bohrlöcher pro Tag			
	mit Hand gebohrt	20	5 bis 10	
	mit Maschine		22 bis 28	
8	Durchschnittliche Bohrlochstiefe			
	Handbetrieb, m	0,65	0,6	
	Maschinenbetrieb		0,78	
9	pro m Ortsauffahrung entfallen Bohrlöcher	66	46	
	Gesammte Bohrlochstiefe, m	43	37	

1. Erfahrungen über den Querschlagbetrieb auf dem Oppel'schachte im Plauen'schen Grunde.

Gestein: Porphyr.

Anfänglich Handbetrieb, später Maschinenbetrieb mit Stossnachnahme durch Hand; anfänglich englische, später Sachs'sche Maschinen, Pelzer'sches Gestelle, Dynamit, electrische Zündung, Beobachtungsdauer durch mehrere Monate: [s. Tabelle Nr. 8 S. 100.]

2. Erfahrungen über Specialleistungen verschiedener Bohrmaschinen.

Nach den „Technischen Blättern“ wurden unter gleichen Verhältnissen in Mechernich pro Minute abgebohrt:

mit der Maschine Sachs 5 Zoll
„ „ „ Döring 4 „
„ „ „ Osterkamp 2 „

Nach officiellen Berichten des St. Gotthard-Tunnel wurden bei 5½ Atmosphären Druck und 35 mm Durchmesser im granitischen Gneis pro Minute abgebohrt:

mit Ferroux 4,01 cm
„ Mac Kean 3,50 „
„ Dubois & François 2,60 „
„ Sommeiller 2,12 „

3. Erfahrungen über Burleighmaschine [nach Julius Mahler] auf dem Jacobs'schachte zu Ostrau.

Tabelle No. 9.

Querschlag 7'×7' im mittelfesten Sandstein.	Laufende Klafter	pro laufende Klafter		8stündige Häuerschichten pro laufende Klafter
		fl.	Kr.	
a) Handarbeit.				
Durchschnitt aus dem Jahre 1873 pro Monat	4,5	—	—	32
December 1873	4,0	68	98	38
Januar 1874	7,0	65	26	37
Februar „	6,1	65	25	28
b) Maschinenbohrung. (Mit 1 bis 2 Maschinen.)				
März 1874	8,5	72	29	24
April „	12,3	56	—	20
Juni „	10,2	33	50	13

Anmerkung: In diesen letzten Preisen sind jedoch nur die Häuerschichten einbegriffen, die Erzeugung der comprimirten Luft, sowie die Verzinsung und Amortisation müsste noch zugerechnet werden. Dieselbe wurde geschätzt auf 6 Fl. pro lfd. Klafter.

Nicht immer ist das Maschinenbohren vortheilhaft, es giebt Gesteine wie schon Eingangs dieser Abhandlungen erwähnt, welche nur durch drehende Bohrer zu bearbeiten sind, aber auch solche, welche zwar durch Handbohrer sich gut bohren lassen, jedoch nicht mit Maschinenbohrer, bei welchem der Schlag des Maschinenbohrers zu stark ist.

Man denke sich eine Conglomeratmasse, welche in der Weise zusammengesetzt ist, dass feste harte Knollen in einem weicheren Bindemittel, resp. Teich eingebettet sind. Hierbei kann es vorkommen, dass ein Bohrer einmal mit der Schneide auf hartem und das anderemal auf weichem Gestein aufschlägt; die Folge davon ist, dass sich der Bohrer durch den starken Schlag in das weiche Gestein hineinklemmt und ein Weiterbohren absolut nicht mehr gestattet. — Es liegt also ganz in der sorgfältigen Untersuchung und Beurtheilung der zu durchörternden Gesteinsmassen, ob überhaupt Bohrmaschinen und welche Systeme verwendbar sind. Dass es auch beim Bohrmaschinenbetrieb geringere Resultate giebt als bei Handbetrieb, zeigt die nachfolgende Tabelle über die Erfahrungen auf der Grube Duttweiler bei Saarbrücken.

Tabelle No. 10.

Methode des Schachtabteufens.	Schacht I		Schacht II	
	Sandstein und Schiefer	Conglomerat	Sandstein und Schiefer	Conglomerat
	Fortschritt			
	m	m	m	m
A. Handbetrieb u. gewöhnliche Schiessmethode Juni 1872 bis April 1873 pro Monat	6,93	2,88	6,05	3,50
B. Handbohrung und electrische Zündung April 1873 bis April 1874 pro Monat	8,91	3,57	8,33	4,25
C. Maschinenbohrarbeit und electrische Zündung April 1874 bis October 1874 pro Monat	8,34	4,75	9,28	3,82

Anmerkung. Wegen des geringen Fortschrittes des Maschinenbohrens wurde auf Schacht I wieder Handbetrieb eingeführt.

Als Muster einer Bohrmaschinenanlage für Luftcompressionsbohrmaschinen mit forcirtem Betrieb will ich hier die Anlagen beim Bau des Kaiser Wilhelm-Tunnels näher beschreiben. Dieser Tunnel liegt im Zuge der Moselbahn und hat eine Länge von ca. 4230 m. Das Nordportal hat die Ordinate 92,25, dann nimmt die Gradiente eine Steigung von 1 : 200 auf 2570 m Länge an, von hier aus ist dieselbe horizontal auf 1300 m und dann hat sie wieder eine Steigung von 1 : 330 auf ca. 350 m Länge.

Im Frühjahr 1874 wurde mit dem Vortrieb des Sohlenstollens durch Handbohrarbeit begonnen. Während dieser Zeit wurden auf beiden Seiten des Tunnels gleiche Installationsanlagen errichtet und begann dann der

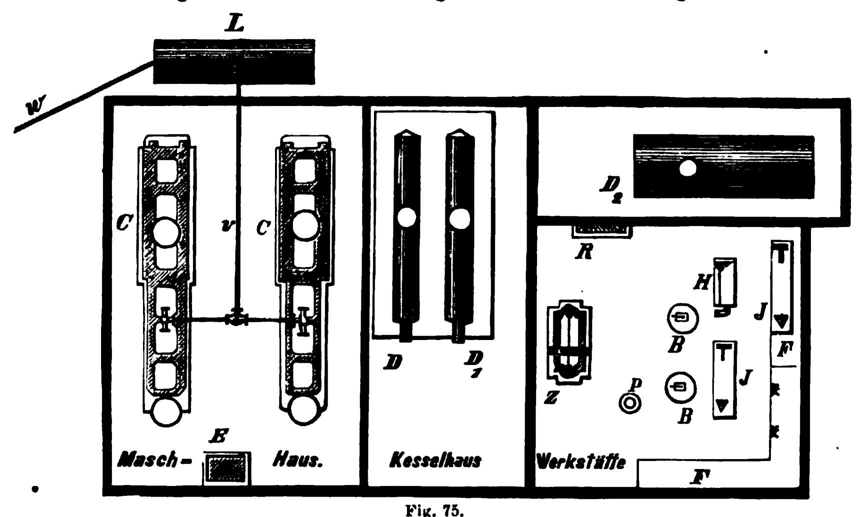


Fig. 75.

Bohrbetrieb im Mai 1875 auf der Südseite und im Monat August desselben Jahres auf der Nordseite. Figur 75 zeigt die Situation der Installation.

Im Maschinenraum sind *C C* Compressionsmaschinen.

E Exhaustor.

Im Kesselhaus D, D^1 zwei Dampfkessel mit unterliegenden Siederöhren und D^2 ein Dampfkessel mit zwei inneren Feuerröhren.

Im Werkstattsraum

P Pumpe für das Speisewasser,

Z Zwillingsbockmaschine zum Betrieb der Werkstattsmaschinen und des Exhaustors.

B Bohrmaschine,

H Hobelmaschine,

I Drehbänke,

F Feilbänke,

Der Compressor ist in Figur 76 dargestellt; derselbe besteht im Wesentlichen aus einem Dampfcylinder *d* und einer Doppelpumpe *P P*, deren Plunger mit der Kolbenstange des Dampfkolbens verbunden ist. Durch den

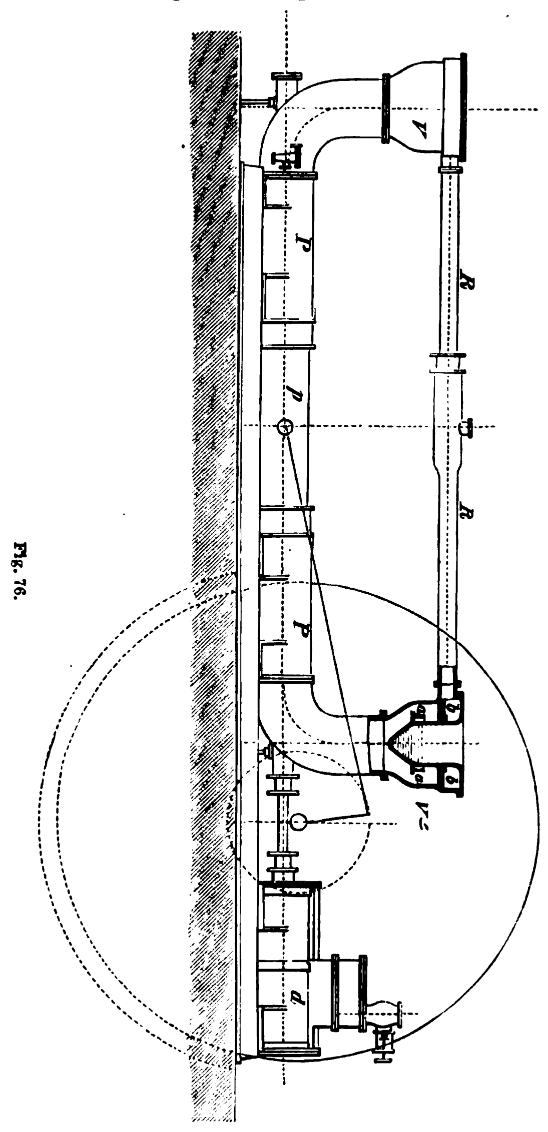


Fig. 76.

Hin- und Hergang des Plungers *p*, wird in den beiden Ventilkörpern *V* und *V'*, eine Wassersäule abwechselnd gehoben und gesenkt, wodurch einmal das Einsaugen und das anderemal das Andrücken der comprimirten Luft her-

vorgerufen wird. Die Saugventile bestehen aus einem cylindrischen Ring *a a*, von vulkanisirtem Kautschuk und die Druckventile *b b*, aus einem flachen Ring von demselben Materiale. Beide bedecken die in den Wandungen der Gussstücke angebrachten Löcher. Das Herunterfallen des cylindrischen Ringes wird durch die unter dem Ringe eingebrachten Stifte verhindert. Die Plunger haben 500 mm Durchmesser und 1000 mm Hub und liefern pro Stunde 100 bis 120 cbm comprimirte Luft von 5 Atmosphären Druck. Durch den Plunger geht in der Mitte eine Welle hindurch mit angedrehten Zapfen, an welcher Flügelstangen angebracht sind, welch letztere durch die Kurbeln die Hauptwelle mit den Schwungrädern in rotirende Bewegung bringt, zur Erzielung eines gleichmässigen Ganges. Zu gleicher Zeit wird aber auch hiermit eine Kaltwasserpumpe betrieben, welche fortwährend den Ventilen kaltes Wasser zuführt. Dasselbe vermindert die bei der Luftcompression entstehende Hitze und wird der Ueberschuss mit der comprimirten Luft durch das Rohr *R* mit fortgerissen. Die comprimirte Luft geht nämlich in das gemeinschaftliche Rohr *v*, Figur 57, in welcher sich zwei Ventile befinden, nach dem Luftsammler *L* hinter dem Maschinenhause, hier sammelt sich das mitübergelaufene Wasser und wird von Zeit zu Zeit abgelassen.

Von dem Luftsammler *L* geht eine gusseiserne Luftrohrleitung *w* nach dem Tunnel.

Dieselbe besteht aus 2 bis 3 m langen Gussröhren von 130 mm inneren Durchmesser mit eingedrehten Flantschen und von 10 mm Wandstärke; die Dichtung geschieht mit Gummiringen. Die Röhren sind auf 20 Atmosphären geprüft. Am Ende der Rohrleitung im Tunnel ist ein grosses Ventil zum Absperren der ganzen Leitung und noch ein Hahn für die Regulirung der Luftzuführung zu den Bohrmaschinen, angebracht. — Alle 2 bis 300 m ist ein sogen. Compensationsstück in die Leitung eingeschaltet. Dieselben bestehen aus einem abgedrehten Rohrende, welches sich in einer Stopfbüchse bewegen kann. Ausserdem sind noch auf der Rohrleitung kleine Hähne angebracht, aus welchen Luft für die verschiedenen Firststollenbauten zur Ventilation abgelassen wird.

Die Belegschaft im Tunnel, welche die Bohrmaschinenarbeit ausführt, besteht aus 3 Partieen Bohrer und 3 Partieen Schlepper. Sobald die Bohrer ihre nöthigen Löcher fertig gebohrt haben, ist ihre Arbeitszeit beendet und kommen dann die Schlepper, welche die Löcher besetzen, abthun und die gelösten Massen beseitigen. Diese genannten Arbeiten sind im Durchschnitt in je 5 bis 6 Stunden beendet d. h. bei ununterbrochener Arbeit. Die Arbeitsleute bekommen ihre Schicht bezahlt, gleichgültig ob die Arbeit 3 Stunden oder 9 Stunden dauert. Es ist also eine Accordarbeit, da die Arbeiter, je geringere Zeit sie zu den vorgeschriebenen Verrichtungen gebrauchen, im Laufe eines Monats mehr Schichten pro Arbeitstag verfahren, als bei regelmässiger Schichtenzeit. Im Durchschnitt kamen auf

2 Tage 3 Schichten. Um die Leute zu jeder Zeit zur Hand zu haben, war die Einrichtung getroffen, dass der Oberschlepper oder Bohrmeister 1 Stunde vor der voraussichtlich zu bestimmenden Beendigung der Arbeit den besonders dazu verwendeten Bestelljungen Ordre gab, die nächstfolgende Schicht herbeizuholen. Die Wohnungen derjenigen Arbeiter, welche beim Bohrbetrieb beschäftigt waren, lagen ziemlich nahe dem Tunnel und mussten sich die Leute gefallen lassen, zu jeder beliebigen Zeit abgerufen zu werden.

Die Bohrmaschinen waren System Ferroux, neuere Construction, Figur 50, 51, 52, 53 und 54; und das dazu gebrauchte Bohrgestell ähnlich dem vom St. Gotthard, Figur 73 und 74 construirt.

Sobald der Stollenort vollständig aufgeräumt war, wurde das vorerst in einer Nische zur Seite stehende Bohrgestell mit den 6 Bohrmaschinen vor Ort geschoben, die Hähne mit den Gummischläuchen verbunden und eine Maschine nach der andern in Betrieb gesetzt. Zu jeder Bohrmaschine gehören 2 Mann zur Bedienung. Der eine hat die 3 Regulirhähne für die einströmende Luft, Figur 50 zu versorgen und der andere steht dicht vor Ort und giebt dem Bohrer immer die nöthige Führung, ölt fortwährend die einzelnen Maschinentheile, klopft den Bohrer an, sobald sich derselbe etwas fest gebohrt hat, leitet das Spritzwasser vermittelst eines Gummischlauches nach dem Bohrloch, damit das Bohrmehl als dünflüssiger Schlamm herausgebracht wird und giebt seinem Mitarbeiter, welcher die Hähne regulirt, durch Zeichen und Geberden zu verstehen, ob viel Druck oder wenig aufgegeben, ob abgestellt oder zurückgeholt werden soll etc. Die ausströmende Luft, sowie das Schlagen der Bohrer auf das Gestein machen ein so furchtbares Geräusch, dass es nur möglich ist, sich mit seinem Mitarbeiter durch Schreien und Geberden zu verständigen. Zu den Bohrern werden gewöhnlich 3 Sorten genommen. Die Anfangsbohrer, womit das Loch begonnen wird, haben 35 mm Stärke mit einer Schneide von 50 mm, die darauf folgenden Mittelbohrer 30 mm Stärke mit einer Schneide von 45 mm und die Endbohrer von 25 mm Stärke und einer Schneide von 42 mm. Ein Bohrer wiegt ca. 15 kg, der Verlust bei einer Schärfe beträgt im Durchschnitt ca. 8 mm.

Bei mittlerem Schiefergebirge wurden auf 1 m Loch 3 Bohrschärfen, bei Grauwackeschiefer 5 und bei festem Quarzit 25 in maximo gebraucht. — Wie vorhin erwähnt, wird das Bohrmehl durch Wasser aus dem Loch herausgespritzt resp. es wird während des Bohrens immer Wasser in das Loch geleitet, damit auch anderntheils das Gestein befeuchtet ist, um die Wirkung des eindringenden Bohrers zu erhöhen. Bohrt das Gestein gut, so giebt es in kurzer Zeit so viel Bohrmehl, dass das Wasser nur einen knetbaren Teig bildet, der dem Drehen des Bohrers vollständig hinderlich ist.

Derartige Löcher wurden deshalb alle trocken gebohrt und der Bohrer

nach Figur 77 mit Widerhaken versehen, welche das Bohrmehl beim Rückwärtsgang des Bohrers herausschleuderten. Hinter dem Bohrgestell wurde ein besonderer Wagen mit einem Wassercylinder hergefahren, der ebenfalls mit der Luftcompression in Verbindung stand, damit das Wasser durch Druck in die Bohrlöcher hineingespritzt werden konnte.

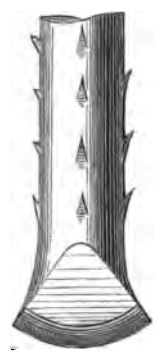
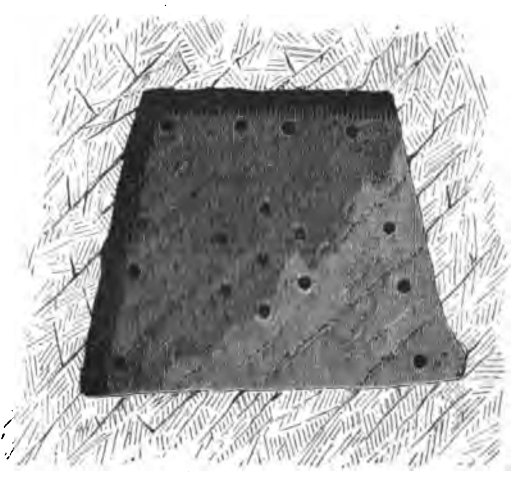


Fig. 77.

Die Stollenbrust wurde gewöhnlich mit 20 bis 24 Löchern versehen, die bei einem Stollenquerschnitt von über 10 qm die in Figur 78 dargestellte Anordnung hatten. Sobald die Löcher fertig gebohrt waren und deren durchschnittliche Tiefe 1,2 m betrug, wurde das Bohrmaschinengestell zurück und vermittelst einer Schiebebühne zur Seite des Stollens in eine Nische gebracht, damit die Förderung ungehindert geschehen konnte. Hierauf kam die Schlepperpartie, welche die Löcher besetzte und abthat. Zu einem guten Erfolg gehörte das Abthun der Löcher in zwei Attaquen. Vorerst werden nämlich die oberen und mittleren Löcher zugleich abgethan; hierbei wird die Zündschnur so bemessen, dass die mittleren sogen. Einbruchslöcher zuerst und dann die Firstenlöcher zuletzt kommen, damit die Firstenlöcher gehörig wirken können. — Sobald dieses geschehen



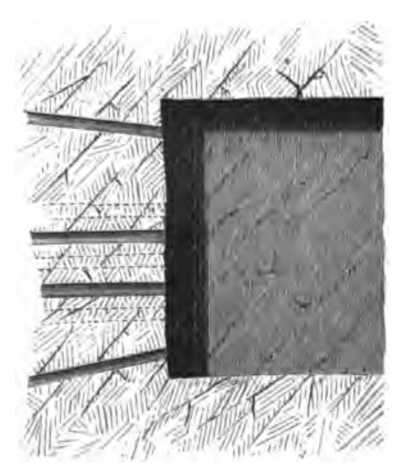


Fig. 78.

ist, wird die hereingebrochene Schuttmasse weggeräumt, alles lose Gebirge abgetrieben und dann die Sohlenlöcher abgethan. Für diese Löcher war also vorerst guter Einbruch geschossen d. h. der über denselben befindliche Raum frei gemacht, so dass die Schusswirkung eine vollständige war.

Tabelle

Rapport über die Bohrarbeiten im Cochemer Tunnel,

Arbeitsort	Fortschritt und Stand der Arbeiten					Leistungen der			
	Monatliche Leistung	Tägliche Leistung		Am Schlusse des vor. Monats waren fertig	Es sind demnach im Ganzen fertig	Anzahl der			Länge der Bohrlöcher
		mittlere	grösste an einem Ort			Angriffe	Bohrlöcher im Ganzen	Bohrlöcher pro Angriff	im Ganzen
	m	m	m	m	m				m
Nordseite									
Sohlstollen. Januar	62,0	2,00	2,9	934	996	71	1815	25,56	2087,34
- Februar	69,0	2,38	3,5	996	1065	67	1666	24,87	1890,80
- März	77,0	2,48	3,5	1065	1142	74	1793	24,23	2085,26
- April	66,0	2,36	2,9	1142	1208	72	1919	26,60	2184,10
- Mai	64,0	2,06	3,0	1208	1272	79	2054	26,00	2300,50
- Juni	61,0	2,18	3,0	1272	1333	70	1883	26,90	2090,20
- Juli	81,0	2,60	3,4	1333	1414	89	2323	26,10	2590,00
- August	77,0	2,50	3,2	1414	1491	85	2164,5	25,50	2388,5
- September	90,0	3,00	4,2	1491	1581	90	2340	26,00	2667,60
- October	87,0	2,81	4,0	1581	1668	92	2419,6	26,30	2758,20
- November	93,0	3,10	4,2	1668	1761	95	2425	25,53	2813,00
- December	75,0	2,42	4,2	1761	1836	76	1649	21,70	1928,33
	902,0								

No. 11.

Nordseite vom Jahre 1876 (System Ferroux).

Bohrmaschinen						Zahl der Arbeiter pro Tag	Bemerkungen
Länge			Zeitdauer				
löcher durch-schnittlich pro Angriff m	eines Bohrloches von mittlerer Tiefe m	der in sämmtl. Angriffen durch-bohrten Strecken m	des Bohrens Stdn.	des Schiessens u. Forträumens der Berge Stdn.	von einem Angriff zum andern Stdn.		
29,40	1,15	82,02	5,69	4,32	10,01	76	
28,22	1,135	76,05	5,40	4,54	9,94	72	
28,18	1,163	86,06	4,57	4,67	9,24	im Accord 75 ausser 7	
30,30	1,14	82,08	4,85	4,73 4,28 i. Mittel 4,50	9,35	82	
29,12	1,12	88,40	5,80	3,65	9,45	86 incl. der zum Verbauen d. Stollens verfahrenen Schichten.	
29,86	1,11	77,7	5,83	3,76	9,59	82 Accord 6 Schichtlohn	
29,10	1,115	99,2	4,76	3,60	8,36	78 Accord 4 Schichtlohn	
28,10	1,102	93,67	4,68	3,60	8,75	78 Accord 4 Schichtlohn	
29,64	1,14	102,60	3,82	4,18	8,00 incl. Aufenthalt	80 Accord 4 Schichtlohn	
29,98	1,14	104,88	3,67	3,78 4,41	7,45 8,08 incl. Aufenthalt mit Verbauen etc.	80 Accord 4 Schichtlohn	
29,61	1,16	110,00	3,40	7,18	7,58	80 Accord 4 Schichtlohn	
25,40	1,17	88,92	3,20	4,28 6,54	7,58 9,84	80 Accord 4 Schichtlohn	

Tabelle

Rapport über die Bohrarbeiten im Cochemer Tunnel,

Arbeitsort	Fortschritt und Stand der Arbeiten					Leistungen				
	Monatliche Leistung	Tägliche Leistung		Am Schlusse des vorigen Monats waren fertig	Es sind demnach im Ganzen fertig	Anzahl der			Länge der Bohrlöcher	
							Bohrlöcher			
		mittlere	grösste an einem Ort			Angriffe	im Ganzen	pro Angriff	im Ganzen	durchschnittlich pro Angriff
	m	m	m	m	m				m	m
Südseite.										
Sohlstollen. Januar	70,4	2,27	3,1	770,9	841,2	76	1565	20,58	1643,25	21,62
- Februar	80,0	2,75	4,5	841,3	921,3	77	1492	19,37	1745,64	22,67
- März	83,0	2,68	4,2	921,3	1004,3	84	1703	20,27	1978,00	23,53
- April	30,2	1,90	2,5	1004,3	1034,5	21	620	20,00	685,00	22,10
- Mai	65,7	2,12	3,5	1034,5	1100,2	64	1241	19,40	1415,00	22,11
- Juni	Handbetrieb 2,3 / Maschinenbetrieb 77,7 } 80,0	2,85	4,5	1100,2	1180,2	76	1448	19,00	1693,00	22,26
- Juli	88,6	2,86	4,6	1180,2	1268,8	86	1607	18,70	1945,00	22,63
- August	87,2	2,90	4,5	1268,8	1356,0	89	1712	19,23	2019,84	22,69
- September	93,2	3,10	4,6	1356,0	1449,2	90	1831	20,34	2176	24,17
- October	86,0	2,80	4,6	1449	1535	90	2057	22,85	2335	25,93
- November	88,0	2,93	4,2	1535	1623	93	2013	21,64	2327,22	25,02
- December	Maschinenbetrieb 46,8 / Handbetrieb 3,2 } 50,0	1,61	3,8	1623	1673	48	960	20	1121	23,36
	902,3									

No. 12.

Südseite vom Jahre 1876 (System Ferroux.)

der Bohrmaschinen					Zahl der Arbeiter pro Tag	Bemerkungen
Länge		Zeitdauer				
eines Bohrloches von mittlerer Tiefe m	der in sämmtlichen Angriffen durchbohrten Strecken m	des Bohrens Std.	des Schiessens und Forträumens der Berge Stunden	von einem Angriff zum andern Stunden		
1,05	80,19	4,39	4,48	8,87	74	
1,17	90,38	3,57	5,00	8,57	78	
1,16	97,66	3,93	4,32	8,26	68 Accordarbeiter 6 Arbeiter zum Bestellen der Accordarbeiter und Dynamitwärmen	
1,10	34,25	4,20	8,20	12,40 incl. Verbauens zwischen d. Schichten	74	
1,14	73,42	4,25	7,33	11,58 incl. Verbauens zwischen d. Schichten	72 excl. der zum Verbauen des Stollens verfahrenen Schichten	
1,17	88,83	3,43	4,99	8,32	68	
1,21	104,16	3,36	5,00	8,26 incl. Verbauens zwischen d. Schichten	74	Das Gebirge bestand aus rothem Schiefer mit abwechselnden Lagen von blauer und rother Grauwacker. Durch Verbauen des Stollens wurde ein Aufenthalt von 3 Tagen 8 Stunden verursacht.
1,18	105,00	3,34	4,64	7,98 incl. Verbauens während der Schlepperschicht	68 im Accord 6 ausser Accord	
1,18	106,98	3,21	4,76	7,97 incl. Aufenthalt während der Schlepperschichten	64 im Accord 6 ausser Accord	
1,135	102,17	3,60	4,63	8,23 incl. Aufenthalt während der Schlepperschichten	66 im Accord 6 ausser Accord	Gebirge: Feste rothe Grauwacke mit horizontaler Lagerung.
1,156	107,51	3,40	4,09	7,49 incl. Verbauens zwischen d. Schichten	64 im Accord 4 ausser Accord	22 Stunden Aufenthalt durch Umlegen der Compressionsleitung behufs Herstellung des Wasserabflusscanals.
1,168	56,08	3,37	6,00	9,37 incl. Verbauens zwischen d. Schichten	68 im Accord	Bei Stat. 466+30 wurde eine mit 80° nach Norden zu einfallende faule Kluft angehauen, die so viel Wasser durchliess, dass der Bohrbetrieb eingestellt werden musste. Hierdurch sowohl als durch die Christfeiertage entstand ein Aufenthalt von 291 Stunden, während welcher Zeit durch Handbetrieb eine Fortschrittslänge von 3,2 m erzielt wurden.

Mit diesen beschriebenen und ausgeführten Operationen einer Bohrer- und Schlepper-Partie wurde ein Gesammtfortschritt des Stollenortes von ca. 0,7 bis 1,2 m erzielt und kamen im Durchschnitt in 2 Tagen 5 bis 6 solcher Attaquen vor.

Vorstehende Tabellen geben eine Uebersicht der dort erreichten Resultate und zwar auf beiden Seiten des Tunnels.

Um vergleichende Resultate über denselben Bohrbetrieb bei andern Tunnels zu haben, füge ich auf S. 114/115 diejenigen des St. Gotthard-Tunnels vom Jahre 1874 und 1875 mit bei. Dieselben repräsentiren die ungefähren Durchschnittsleistungen der ganzen Betriebsjahre und sind als sehr hohe zu betrachten.

Eine bemerkenswerthe Leistung erzielt man durch forcirten Bohrbetrieb vermittelst verbesserter Ferrouxmaschinen in neuerer Zeit beim Richtstollen des Arlbergtunnels. Das Gebirge war Gneis in Schichten gelagert, welche das Streichen parallel der Tunnelaxe hatten. Das Gebirge war zwar nicht sehr fest, jedoch mussten wegen des ungünstigen Streichens mehr Löcher gebohrt werden als sonst bei festerem Gestein nöthig gewesen wäre. Die Anzahl der Bohrlöcher in einer Attaque schwankte zwischen 18 und 29

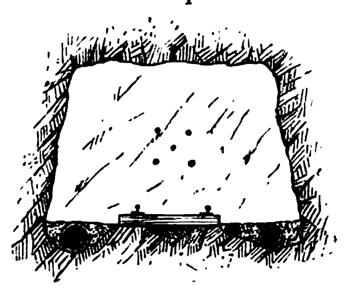


Fig. 79.

von 4 cm Durchschnittsweite. Die Bohrzeit dauerte zwischen $2^1/_2$—$4^1/_2$ Stunden und wurden die Löcher ca. 1,4 bis 2 m tief gebohrt. Die Quarzeinlagerungen stumpften die Bohrer sehr ab und man konnte im Durchschnitt 110 Stück Bohrschärfen während einer Bohrschicht oder pro laufenden Meter aufgefahrenen Stollens 65 Stück annehmen.

Der Querschnitt des Stollens beträgt ca. 7 qm, siehe Fig. 79. Links befindet sich die Compressionsleitung von 23 cm Lichtweite; rechts die Ventilationsleitung von 40 cm Lichtweite und die Spritzwasser- und Trinkwasserleitung von 4,2 cm Lichtweite.

Man bohrte in der ersten Zeit mit 6 und vom October 1882 an mit 8 Bohrmaschinen. Die Bohrung wurde von 11 Mann besorgt. Es wurde die Arbeit für 3 Drittel eingerichtet, die Arbeitszeit betrug jedoch für jedes Drittel höchstens 4 Stunden und somit waren pro Tag 3—$3^1/_2$ Attaquen möglich.

In nachstehender Tabelle sind diese respectablen Leistungen zusammengestellt.

Tabelle No. 14.

Fortschritte des Richtstollens am Arlbergtunnel. Ostseite.
Bohrmaschinensystem „Ferroux".

Jahr	Art der Bohrung und Zeit	Monatsleistung lfde Meter	Täglicher Fortschritt lfde Meter	Gebirgsverhältnisse
1880	Handbohrung vom 24. Juni bis 17. November 1880 . .	208,5	1,43	Glimmerschiefer mit Quarzeinlagerungen.
1880	Maschinenbohrung vom 17. November 1880 bis 31. Januar 1881	224,9	2,96	Dasselbe.
1881	- Februar	95,20	3,4	Gneis.
	- März	127,40	4,07	-
	- April	128,10	4,30	-
	- Mai	135,00	4,36	-
	- Juni	108,00	3,60	-
	- Juli	125,3	4,04	-
	- August	115,4	3,77	-
	- September	137,5	4,60	-
	- October	152,7	4,93	-
	- November	149,0	4,98	-
	- Dezember	151,2	4,86	-
1882	- Januar	162,5	5,24	-
	- Februar	147,9	5,28	-
	- März	169,6	5,47	-
	- April	158,3	5,28	-
	- Mai	150,4	5,19	-
	- Juni	193,1	6,44	-
	- Juli	166,2	5,36	-
	- August	146,5	4,72	-
	- September	153,9	5,35	-
	- October	144,3	4,65	Granatführender
	- November	170,9	5,7	Glimmerschiefer.

System Brandt.

Bei allen von vorgenannten erfundenen Bohrmaschinen war der Bohrer gleich am Kolben befestigt und fand also eine directe Kraftanwendung durch Stoss oder Schlag statt, auch war die ursprüngliche Betriebskraft, der Dampf, durch die ohne alle Störung und Umstände nach weit entlegenen unterirdischen Räumen hinzuleitende comprimirte Luft ersetzt, welche auch noch den Vortheil für den unterirdischen Bau hatte, dass sie nach stattgehabtem Gebrauch zur Ventilation nicht unwesentlich beitrug.

Tabelle

Detailerfahrungen der Stollenbohr-

Stollenort

(Nach officiellen

Jahr	Monat	Bohrmaschinen-system	Monatsfortschritt (Bohrmaschinenarbeit)	Mittlerer täglicher Fortschritt	Maximum des täglichen Fortschrittes	Zahl der Angriffe	Mittlere Zeit für die Bohrperiode bei einem Angriffe	Mittlere Zeit für das Sprengen und Abtreiben etc.
			Meter				Stunden	
1874	Jänner	Dubois & François	51,70	1,67	3,10	61	5—25	6—45
	Februar		52,70	2,29	3,30	54	3—12	6—56
	März		62,80	2,09	3,70	65	4— .	7— 4
	April		51,90	1,73	3,10	59	6—29	5—47
	Mai		44,80	1,45	3,00	55	8— 6	5—30
	Juni	Dubois & François und Mac-Kean	63,10	2,10	3,50	66	6— 1	4—47
	Juli		62,00	2,00	4,50	63	7—10	4—31
	August		59,80	1,93	3,20	64	7—52	3—46
	September	Dubois & Franç., Mac-Kean und Ferroux	51,20	1,71	3,10	55	8—21	4—15
	October	Dubois & François und Ferroux	73,40	2,37	3,50	81	5—15	3—58
	November		84,60	2,82	4,30	86	4—46	3—36
	December	Dubois & François	86,40	2,79	4,30	82	4—12	4— .
1875	Jänner		101 40	3,27	4,50	98	3—29	3—53
	Februar		101,00	3,61	4,80	93	4—46	3—13
	März	Dubois & Franç., theils Mac-Kean	86,70	2,79	4,30	83	6— 6	2—50
	April	Dubois & François und Mac-Kean	128,00	4,27	6,60	114	3—35	2—41
	Mai		101,00	3,26	5,30	95	3—42	2—39
	Juni	Dubois & François	115,90	3,83	5,30	110	3—43	2—45
	Juli		127,20	4,10	5,70	118	3—31	2—47
	August	Dubois & François und Mac-Kean	95,80	3,09	4,50	92	4—53	3— 4
	September		103,20	3,44	4,70	99	3—54	3—17

No. 18.

arbeit im St. Gotthard-Tunnel.

Airolo.

Berichten.)

Summe der Zeit für einen Angriff	Anzahl der gebohrten Löcher	Mittlere Zahl der Bohrlöcher pro Angriff	Totallänge aller Bohrlöcher	Mittlere Länge der zu einem Angriffe gehörigen Bohrlöcher	Mittlere Tiefe eines Bohrloches oder mittlere Länge eines Angriffes	Summe der Längen aller Angriffe	Zahl der reparaturbedürftigen Maschinen
Minuten			Meter				
12—10	1,273	20,87	1,450,00	23,77	1,139	69,48	63
10— 8	817	15,13	960,00	17,78	1,175	63,45	30
11— 4	1,075	19,72	1,282,00	23,53	1,193	77,54	38
12—16	1,178	19,97	1,396,00	23,66	1,185	69,80	53
13—36	1,214	22,07	1,487,00	27,04	1,225	66,20	68
10—48	1,468	22,24	1,776,00	26,91	1,210	79,90	81
11—41	1,391	22,08	1,667,00	26,46	1,198	75,55	93
11—38	1,777	27,77	2,091,00	32,67	1,177	75,40	105
12—36	1,523	27,69	1,743,00	31,69	1,145	62,90	88
9—13	1,570	19,38	1,672,00	20,64	0,065	86,20	94
8—22	1,672	19,44	1,854,00	21,56	1,109	93,35	70
8—12	1,580	19,27	1,777,00	21,67	1,125	91,95	72
7—22	1,775	18,11	1,988,00	20,29	1,120 / 1,117	109,45	49
6—59	1,727	18,57	2,003,00	21,54	1,160 / 1,164	108,25	69
8—56	1,529	18,42	1,712,00	20,63	1,120 / 1,116	92,60	81
6—16	1,878	16,33	2,182,00	18,97	1,162 / 1,113	133,60	76
6—21	1,563	16,28	1,722,00	17,94	1,102 / 1,052	105,80	58
6—28	1,905	17,32	2,126,00	19,33	1,116 / 1,045	122,75	57
6—18	2,045	17,33	2,316,98	19,63	1,133 / 1,078	133,65	58
7—57	1,487	16,16	1,635,4	17,78	1,100 / 1,041	101,20	61
7—11	1,635	16,52	1,785,40	18,03	1,092 / 1,042	108,10	43

Von dem Princip der Stossbohrmaschinen verschieden sind die rotirenden Bohrmaschinen von denen diejenige von De la Roche-Tolay mehrfach praktische Anwendung fand.

Der Bohrer besteht hierbei aus einer hohlen Röhre, bei welcher am vorderen Ende Diamanten angebracht sind, die fest auf das Gestein gedrückt, bei fortwährender Rotation einen Cylinder ausschaben, dessen Kern vom inneren Durchmesser der Röhre, im Bohrloch stehen bleibt und mit der Zeit herausgebrochen wird. Zur Betriebskraft wird Wasserdruck genommen.

Hier schliesst sich die hier eingehend zu schildernde epochemachende Erfindung des Ingenieur Brandt an, indem derselbe einen hohen Wasserdruck als Betriebskraft für die rotirende Bohrmaschine annahm und dadurch in den Stand gesetzt war, Stahlbohrer statt der kostspieligen Diamanten anzuwenden. In der ersten Zeit richteten sich die Versuche auf eine Stossbohrmaschine die jedoch weniger Erfolg hatte, dagegen war die rotirende Bohrmaschine ein äusserst gut durchdachter in jeder Beziehung zweckentsprechender Mechanismus.

Die ganze, in der ersten Zeit in Anwendung gebrachte Maschine besteht aus einem Cylinder, welcher auf dem, gegen eine feststehende Säule [Spannsäule] gelehnten Kolben sich durch eingelassenen Wasserdruck nach dem Gestein zu bewegt und einen am Kopfende des Cylinders befestigten Bohrer gegen dasselbe drückt. Der Bohrer ist ein Stahl-Cylinder mit Zähnen, welche letztere sich in das Gestein hineinpressen. Der Cylinder trägt ausserdem noch eine, noch näher zu beschreibende Vorrichtung, bestehend aus zwei kleinen Wassersäulenmaschinen, welche die Drehung des Bohrers bewirken. Wenn also bei der Diamantbohrmaschine ein cylindrisches Loch durch Schaben bei mässigem Druck und schneller Rotation erzielt wird, so geschieht dies mit der Brandt'schen Bohrmaschine bei sehr hohem Druck [100 Atmosphären] und geringer Rotation [5 pro Minute] durch Ausfraissen des Gesteins.

Sämmtliche Arbeiten werden durch den hydraulischen Druck, welcher durch kleine bewegliche Röhren von der im Tunnel fest liegenden Hauptrohrleitung nach den einzelnen Theilen der Maschine übergeführt wird, verrichtet.

Die einzelnen Theile dieses Bohrapparats, Figur 80, sind der Reihe nach folgende:

a der Bohrer,

b das Gestänge,

c der Cylinder mit den zwei Wassersäulenmaschinen *w* und Schneckenrad *e*,

S Spannsäule,

d d Kupferröhrchen, welches den Druck zur Spannsäule vermittelt.

x x Kettenschlauch, welcher den Druck nach der eigentlichen Bohrmaschine mit den zwei Wassersäulen-Maschinen vermittelt,



s Schlauch für das gebrauchte abgehende Wasser,

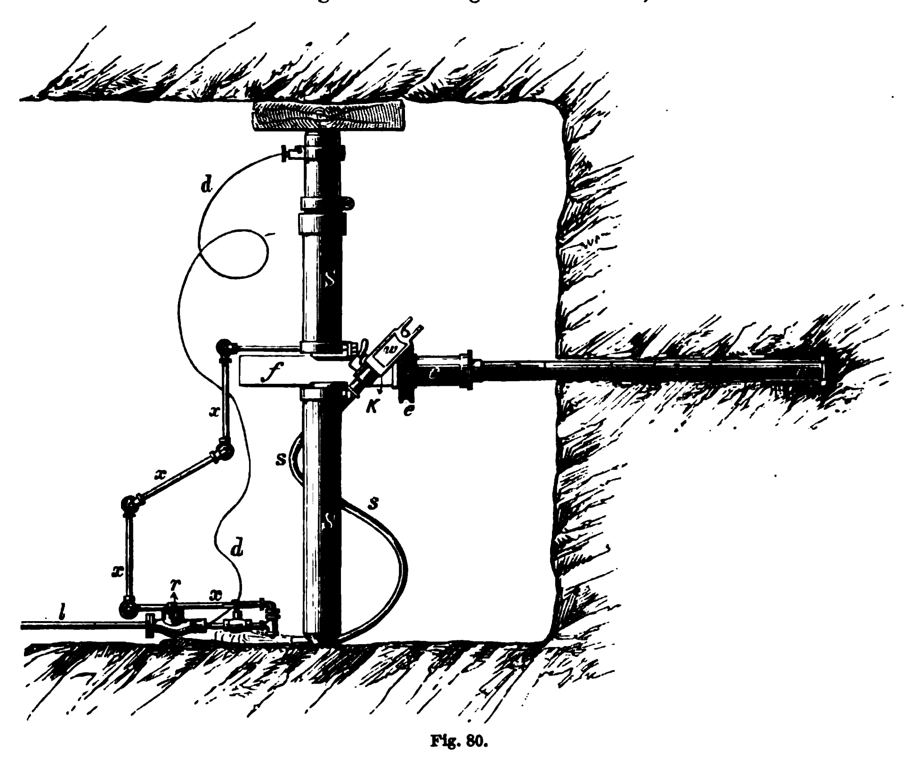


Fig. 80.

r Ventilkopf auf der Hauptrohrleitung, von welchen aus die kleinen Röhrchen und der Kettenschlauch für 1 oder 2 Bohrmaschinen abgehen,

l Hauptrohrleitung.

1. Der Bohrer.

Derselbe besteht bei den Maschinen erster Construction aus einem 10 mm starken und 80 mm im äusseren Durchmesser haltenden Stahlcylinder, welcher an einem Ende flache Gewindegänge hat, mit welchem derselbe auf andere verschieden lange Röhrenstücke, das Gestänge, aufgeschraubt wird.



Fig. 81.

An dem Bohrer sind 5 bis 6 Zähne angeschliffen, welche einen Winkel von 60° bis 70° bilden. — Je nachdem das Gestein fest oder weniger fest ist, kann der Winkel mit Vortheil grösser oder kleiner gemacht werden.

Auf die Vorderseite gesehen, bildet der Zahn eine Kante von der Länge der Wandstärke des Bohrers, Figur 82. Diese Kante steht nicht genau radial, sondern 4 bis 5 mm excentrisch und zwar so, dass eine Spitze formirt wird, die noch immer Angriffsfläche ist, sobald ein Abschleifen der Spitze stattfindet. Die Kante muss also mit der Tangente des Endpunktes einen spitzen Winkel bilden, der, je fester das Gestein ist, sich mehr und mehr dem rechten Winkel nähert, die Excentricität bei festem Gestein also eine viel geringere ist, als bei dem milderem.

Die Spitzen wurden in der ersten Zeit angeschliffen und jetzt durch Fraissmaschinen hergestellt. Die Anfertigung erfordert die grösste Accuratesse, weshalb ein geschickter Arbeiter zu der Arbeit genommen werden muss.

Wie die Figur 81 zeigt, gehen von den Zähnen aus und zwar von der Spitze ab der Länge nach, ausgefraisste flache Nuten, um das Bohrmehl durchzulassen; ausserdem ist jeder Bohrer etwas conisch gedreht; resp. die Zähne etwas conisch aufgetrieben, damit derselbe bei der unvermeidlichen

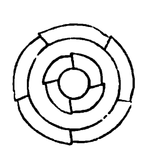
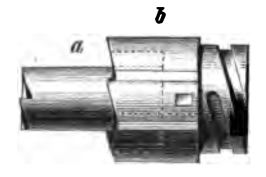


Fig. 82.



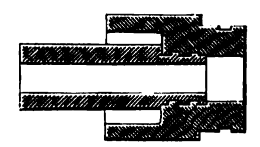


Fig. 83.

Abnutzung an der Schneide, sie nicht festklemmt. Sämmtliche Bohrer sind dann noch nach 3 Sorten eingetheilt und zwar Anfangsbohrer zu 80 mm Durchmesser, Mittelbohrer zu 78 mm Durchmesser, Abbohrer zu 76 mm Durchmesser.

Diese Abstufungen sind bei festem Gestein sehr nöthig, da man sonst die Löcher nicht tief genug bringt.

Das Ansetzen eines Bohrlochs ist wegen der grossen Fläche ebenfalls schwierig, da das Gestein doch nicht so hergerichtet werden kann, dass der Bohrer sogleich Führung hat; es wird desshalb vorerst ein sog. Kernbohrer, Figur 83, gebraucht d. h. ein kleiner Bohrer *a* von nur 25 mm Durchmesser; welcher in einem grossen Bohrer *b* befestigt ist und ca. 3 bis 4 cm über die Zähne desselben herausragt. Hat sich der kleine Bohrer *a* in das Gestein hinein gearbeitet, so kommen schliesslich die Zähne des grossen Bohrers *b* auf das Gestein und da diese durch den kleinen Bohrer *a* genaue Führung haben, so wird eine passende Angriffsfläche für den eigentlichen Bohrer hergestellt.

2. *Das Gestänge.*

Das Gestänge besteht aus Stahlröhren von 2 mm geringeren äusseren und inneren Durchmesser als die Bohrer und dient zur Verlängerung des Bohrers, indem die einzelnen Stücke, welche verschiedene Längen haben, immer auf einander geschraubt werden und so eine Röhre bilden, auf dessen Ende der Bohrer aufgeschraubt wird, wie es in Figur 80 ersichtlich ist. Durch diese Röhre geht das Spülwasser zum Bohrer. Auf dem Cylinder *C*, ist ein Deckel aufgeschroben, welcher in eine Büchse mit flachem Gewinde endigt, zur Aufnahme des Gestänges. Gestänge sowohl als auch Bohrer haben am unteren Ende flache Eindrücke, durch welche vermittelst des gabelförmigen Gestängeschlüssels die einzelnen Theile auseinander geschraubt werden können.

3. *Die Bohrmaschine.*

Die eigentliche Bohrmaschine besteht aus zwei Haupttheilen, erstens: einen festen Kolben, welcher gegen eine feststehende Säule [Spannsäule] sich anlegt und zweitens: einem Cylinder, welcher auf dem vorgenannten Kolben sich bewegt und am vorderen Ende den Gestängekopf trägt zur Aufnahme des Gestänges mit dem Bohrer. An demselben ist ferner ein

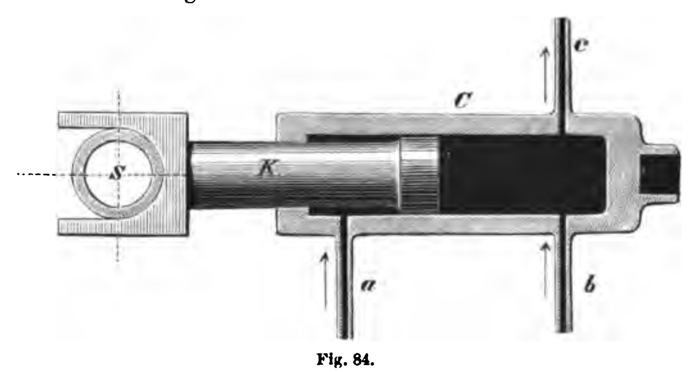


Fig. 84.

Rahmen angebracht, welcher 2 Wassersäulen-Maschinen *w* [siehe Figur 80] zur Bewegung des auf dem Cylinder ebenfalls aufgekeilten Schneckenrades *e* trägt und in die zwei Leitungswangen *ff* endet, wodurch die Bohrmaschine beim Vorwärtsgang in ihrer Richtung und Stellung gehalten wird. In vorstehender Skizze, Figur 84, ist der Vorgang des Vorschubs resp. Vorwärtsganges der ganzen Maschine dargestellt. *S* ist die feststehende Spannsäule, auf welche sich der Kolben *K* stützt, *C* ist der Cylinder. Der Raum hinter dem Kolben steht durch *a* fortwährend mit der Druckrohrleitung in Verbindung. *b* kann durch einen Hahn von der Druckleitung abgeschlossen werden, *c* geht ins Freie. Wird nun *b* geöffnet und *c* geschlossen, so drückt das Wasser auf die grössere Fläche des Kolbens, der Cylinder *C* rückt in Folge dessen

vorwärts und drückt den Bohrer gegen das Gestein. Wird *b* geschlossen und *c* geöffnet, damit das Druckwasser vor dem Kolben abfliessen kann, so geht der Cylinder wieder zurück, weil der Druck nun auf die hintere Seite des Kolbens, welche eine ringförmige Scheibe ist, zur Geltung kommt. Derselbe ist also ein Differenzkolben. In Figur 85 ist der Durchschnitt der eigentlichen Bohrmaschine dargestellt: *S* die Spannsäule im Durchschnit gesehen, *K* der Kolben, welcher einen halbkreisförmigen Kopf hat um sich gegen die Spannsäule, die also hier das Bohrgestell vertritt, anlegen zu können; *f* und *f'* die Führungswangen, *C* der Cylinder mit dem Gestängekopf *a* und dem Gestänge *b*, *d* ein Kupferrohr, welches in den hohlen Kolben tritt, durch welches das aus dem Kanal *m* kommende Spülwasser nach dem Bohrer geleitet wird. Das Spülwasser kommt wie nachher nachgewiesen wird, von einer Wassersäulenmaschine und ist das jedesmalige bei einem Kolbenspiel gebrauchte Wasser; *k*, *k'* sind die Kanäle, durch welche das Wasser einmal vor den Kolben und einmal hinter den Kolben in den Raum *O* tritt, diese zwei Kanäle liegen in der Zeichnung übereinander. Der Eintritt des Wassers in diese Kanäle *k* und *k'*, Figur 87, wird durch das Ventil *O* vermittelt. Sobald der engere Theil desselben durch den Winkelhebel *f*, Figur 87 und 88 nach unten gedrückt wird, communicirt das Druckwasser in der Kammer *m* nicht allein mit *k'* sondern auch mit *k* und wird hierdurch der Vorgang, welcher bei Figur 84 detaillirt, hervorgebracht.

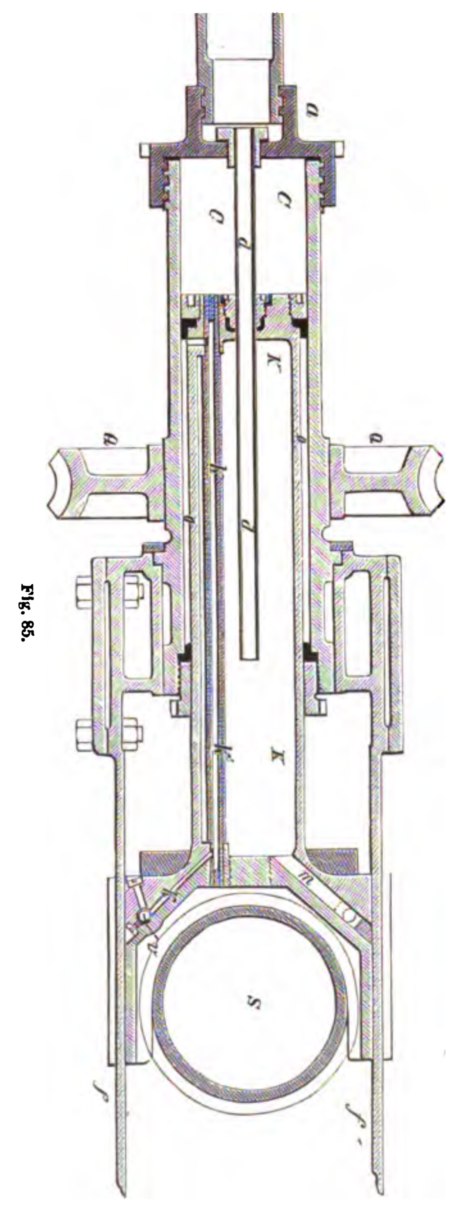


Fig. 85.

Die Zuleitung des Druckwassers nach dem Kolben K und den Wassersäulenmaschinen ist in Figur 88, welche eine Seitenansicht der Maschine darstellt, ersichtlich; Ventil M ist seitlich am Führungsrahmen angebracht; in dasselbe mündet der Kettenschlauch $x\,x$ [siehe Figur 80]. Von diesem Ventil M geht das Wasser durch den Hahn h' und das Kupferröhrchen $d\,d$, nach der Kammer m; f ist der Winkelhebel zur Bewegung des Ventils o. — Ferner ist das Ventil b' angebracht, durch welches das Druckwasser nach

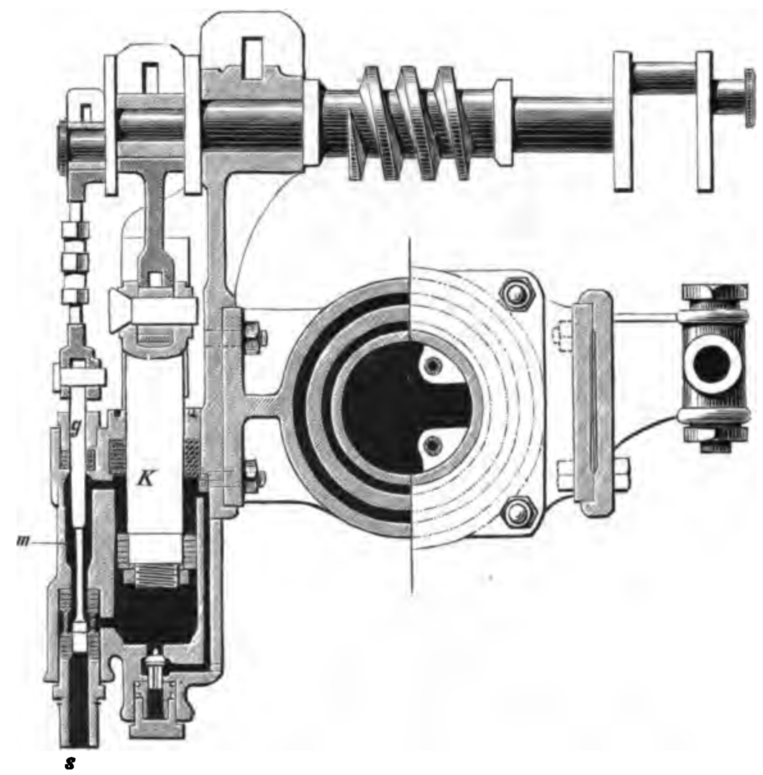


Fig. 86.

den beiden Wassersäulenmaschinen geht und zwar durch das Rohr v, welches dicht hinter dem Ventil sich in zwei Theile theilt, wovon der eine Theil dem rechtsseitigen, der andere dem linksseitigen Schieberkasten der Wassersäulenmaschinen das Druckwasser zuführt.

Auf den mittleren Theil des Cylinders ist endlich das Schneckenrad Q aufgekeilt, welches durch eine Schnecke bewegt wird. Die beiden rechts- und linksliegenden Wassersäulenmaschinen theilen der Schnecke die drehende Bewegung mit; die Kurbeln der Schnecke stehen in einem Winkel von 90° und die vor diesen stehenden Schieberkurbeln stehen zur Hauptkurbel

wieder in einem Winkel von 90° und zwar mit einer Excentricität von 20 mm. Die Lagerständer für die Schnecke mit dem Cylinder, etc. der

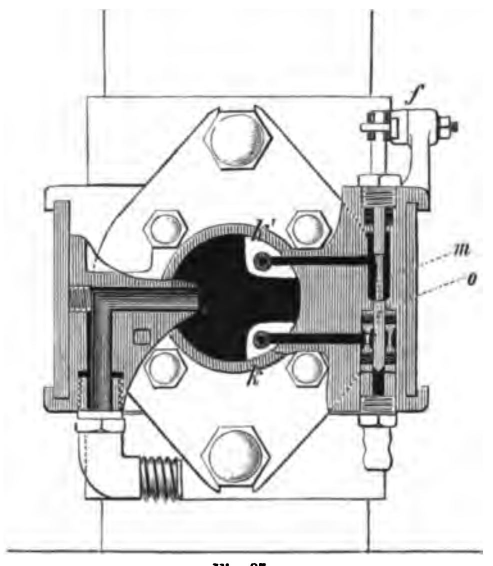


Fig. 87.

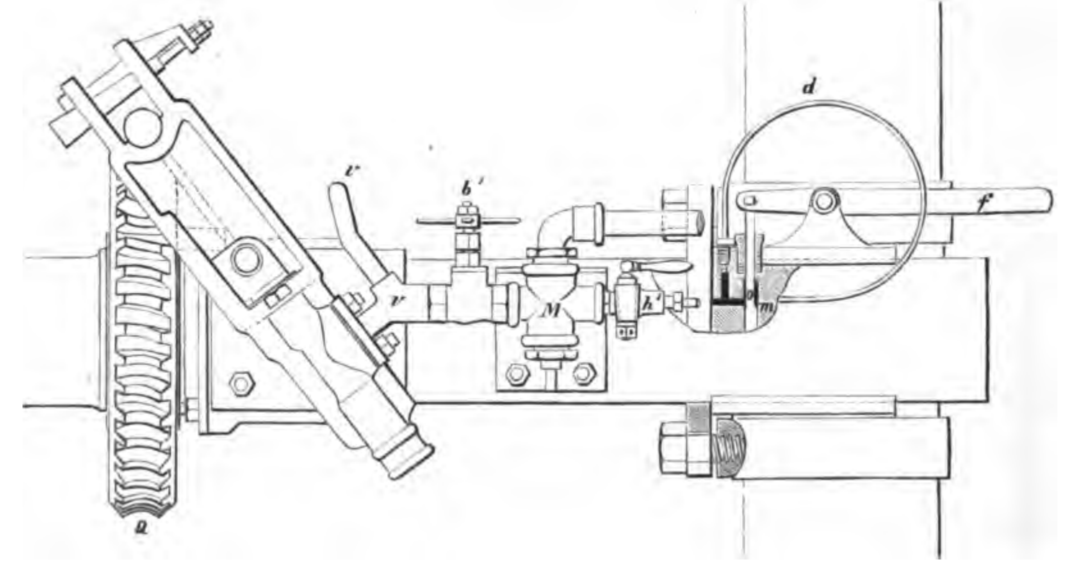


Fig. 88.

Wassersäulenmaschine zu einem Stück vereinigt, sind an die Führungswangen *f* und *f'*, Figur 80, angeschraubt.

Die Figur 86 zeigt die Anordnung der Wassersäulenmaschine und zwar wie folgt: Das Druckwasser tritt bei *m* in den Schieberkasten und communicirt immer mit der hinteren Seite des Kolbens *K*. Dieser Kolben ist ebenfalls ein Differenzkolben und ist die grösste Fläche die untere; sobald die Ventilstange *g* nach unten geht und der dünnere Theil der Stange also in dem Gehäuse *m* steht, tritt das Wasser unter den Kolben und derselbe wird vorwärts getrieben; schliesst die Stange die Oeffnung

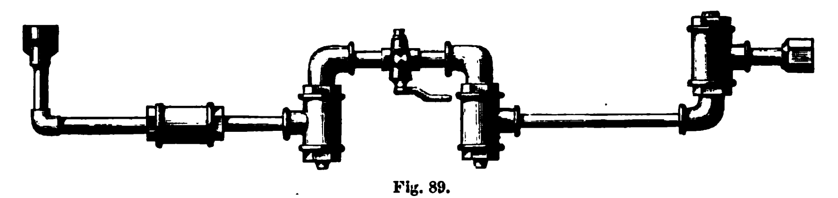


Fig. 89.

bei *m*, wieder, so entleert sich der unter dem Kolben befindliche Theil des Cylinders und geht durch den Schlauch [*s*, siehe Figur 80] in's Freie oder durch den Schlauch [*s'*] nach dem Kolben *K* der Bohrmaschine um das Spülwasser für den Bohrer abzugeben. Dieser Schlauch muss immer noch einen gehörigen Druck aushalten, weshalb der Verschleiss bei Gummischläuchen ein sehr grosser war, es wurde deshalb am Ochsenkopf-Tunnel ein viergliedriger Kettenschlauch, Figur 89, mit bestem Erfolg in Anwendung gebracht. Ausserdem hat der Boden des Cylinders der Wassersäulenmaschine noch ein kleines Ventil, damit das durch das zu frühe Abschliessen der Schieberstange *g* beim Niedergange der Kolbens sich ansammelnde, übrig gebliebene Wasser in demselben wieder zurückgehen kann. Hierdurch wird ein egaler ruhiger Gang der Maschine erzielt und jeder Stoss vermieden.

4. *Die Spannsäule.*

Die Spannsäule ist ein Cylinder aus Schmiedeeisen von 173 mm äusseren Durchmesser und 8 mm Wandstärke mit einem in demselben auf und nieder gehenden Differenzkolben, Figur 90 und 91.

Der untere Theil des Cylinders ist mit einem gusseisernen Kopfe *a* geschlossen und durch eine Lederscheibe *e'* abgedichtet, der obere Theil ist mit einem Ring *s* armirt, in welche die Stopfbüchse *c d* festgeschraubt und ebenfalls durch eine Lederscheibe abgedichtet ist. In diesem Cylinder bewegt sich der gusseiserne Differenzkolben *K*, in welchem zwei 5 mm weite Röhrchen sich befinden, wovon das eine in den Cylinderraum *C* vor der grossen Kolbenfläche und das andere in den Raum *x* mündet. Dieser letztgenannte Raum ist einestheils durch die Stopfbüchse und anderntheils durch die Ledermanschette des Deckels des Kolbens abgedichtet und bildet also die einförmige kleinere Fläche des Differenzkolbens. Die beiden

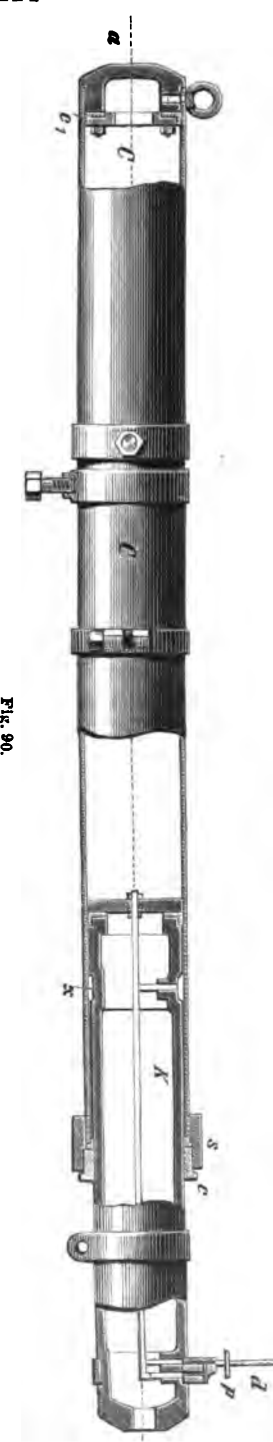


Fig. 90.

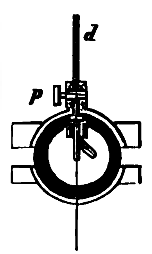


Fig. 91.

Röhren sind durch einen Dreiweghahn geschlossen und sind die Oeffnungen so gestellt, dass das Druckwasser vor dem Kolben, sobald der Raum *x* mit der Druckrohrleitung communicirt, durch das Rohr, welches den Eingang vermittelt, auch wieder den Ausgang findet. Durch das Heraustreten des Kolbens spannt sich die Säule beispielsweise in einem Stollenorte zwischen zwei Seiten [Stössen] fest; ist dies geschehen, so wird der Stand des Kolbens durch einen Spannring vor der Stopfbüchse festgehalten, um ein Zurückgehen desselben bei aufgehobenem Druck zu vermeiden. Der Zufluss des Druckwassers zu der Spannsäule geschieht durch das sehr bewegliche kleine Kupferröhrchen *d*. Siehe Figur **80**.

5. *Die Rohrleitung.*

Die Rohrleitung besteht aus einem beweglichen und einem unbeweglichen Theil. Der letztere ist die Druckrohrleitung vom Maschinenhause bis zur Arbeitsstelle im Tunnel und besteht aus schmiedeeisernen gezogenen patentgeschweissten Röhren von **52** mm Durchmesser und **5** mm Wandstärke. Figur **92**. Dieselben sind entweder durch eine Muffe mit Links- und Rechts-Gewinde und dazwischen liegender Kupferscheibe oder mit schmiedeeisernen Flanschen mit eingedrehter Nuth und Feder, sowie dazwischen liegender Lederscheibe gedichtet und verbunden. Ungefähr **40** m vom Ortsstoss entfernt ist die Rohrleitung durch einen Hahn abgeschlossen und gehen von da aus kleinere in verschiedenen Längen bestehende Röhren bis zur Arbeitsstelle; dieselben können dann bequem vor Abthun der Schüsse abgenommen und bei Seite getragen werden. Auf jede **120** m Länge ist in der Hauptrohrleitung ein Dehnungsstück, Figur **93**, eingeschaltet um die in der Richtung der Achse entstehende

Ausdehnung aufzunehmen. Die kleinere Rohrleitung wird nun in der Nähe des Arbeitsplatzes durch einen Rohrkopf, Figur 94 geschlossen, der einen Seiher enthält, um den Schmutz [Holzspähne, Steinchen etc.] des

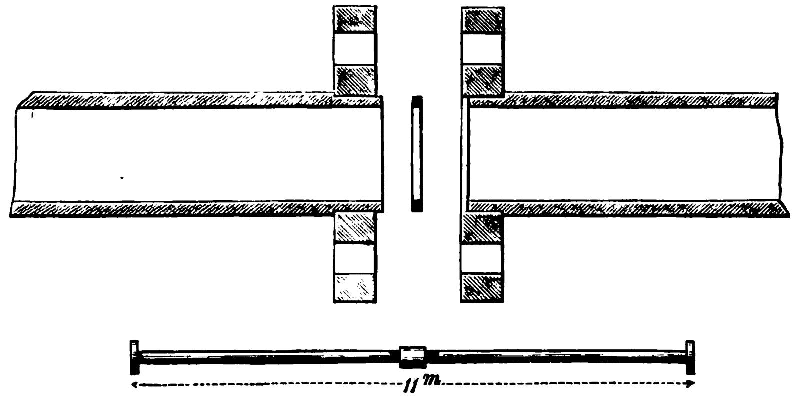


Fig. 92.

Druckwassers abzuhalten. Von diesem Rohrkopfe geht nicht allein das kleine Kupferröhrchen nach der Spannsäule [siehe Figur 80] ab, sondern auch der wichtigste Theil der ganzen Rohrleitung, der sogen. Kettenschlauch, siehe Figur 80, *x x*. Derselbe besteht aus 20 bis 25 cm langen

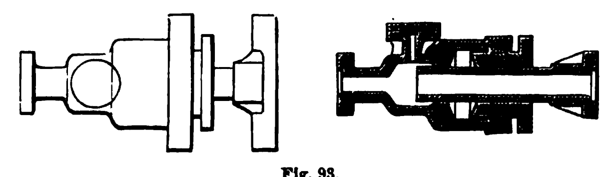


Fig. 93.

Gliedern aus schmiedeeisernen gezogenen 8 mm weiten Röhren, welche an einer Seite eine Hülse und an der andern einen Kegel haben, die in einander gesteckt werden, um eine bewegliche Rohrleitung nach der Bohrmaschine zu haben. Die Hülse, Figur 95, besteht aus Bronze und hat

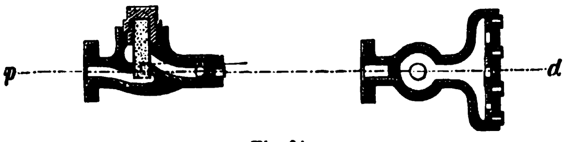


Fig. 94.

zwei Stopfbüchsen mit Lederstulpen als Dichtung zur Aufnahme des Kegels, welcher ebenfalls aus Bronze besteht und ein hohles Knie bildet. Der Kegel hat ein durchgehendes 4kantiges Loch, damit das Druckwasser in der durch die beiden Stopfbüchsen gebildeten Kammern bei jeder Bewegung des Kegels seinen Austritt haben kann.

Die Handhabung dieser Bohrmaschine erster Construction geschieht nun auf folgende Weise:

Sobald die Spannsäule, jenachdem in einer Richtung gebohrt werden soll, horizontal oder senkrecht, parallel zum Ortsstoss oder schief, aufgestellt ist, wird dieselbe mit der Druckrohrleitung durch das Kupferröhrchen *d*, Figur 80, in Verbindung gebracht. Beim Oeffnen des Hahns tritt der Druck in die Säule und wird dadurch der Kolben, welcher sich in der Stopfbüchse bewegt, herausgetrieben und so die Säule fest an die Stösse gepresst; nach-

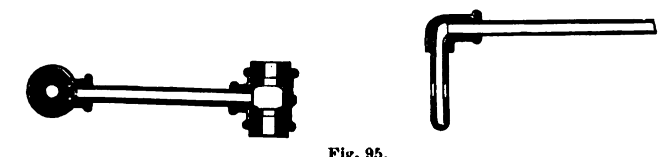


Fig. 95.

dem dies geschehen, wird vor der Stopfbüchse der Spannring angeschraubt, damit der Kolben nicht wieder zurück geht und die Säule wieder los wird, falls der Druck aufhören sollte. Hierauf wird die Bohrmaschine befestigt und in die Richtung gebracht, das Ende des Kettenrohres mit der Druckrohrleitung und der Bohrmaschine verbunden und der Bohrer durch das passende Gestänge so gestellt, dass die Zähne möglichst nache dem Gestein kommen. Sobald nun durch das Oeffnen des kleinen Hahns *h'* Fig. 88, der Vorschubcylinder mit der Druckleitung in Verbindung gebracht ist, presst sich der Bohrer auf das Gestein fest und nachdem dann auch die beiden Wassersäulenmaschinen, welche die Drehung des Bohrers bewirken durch das Oeffnen des Ventils *b'*, Figur 88, mit der Druckrohrleitung verbunden worden sind, beginnt die Arbeit des Bohrens. Am besten ist es, die Wassersäulenmaschinen vorerst arbeiten zu lassen und dann den Zufluss des Wassers zum Vorschub so zu reguliren, wie es die Festigkeit des Gesteins verlangt, was von dem Gefühl des betreffenden Arbeiters abhängig ist. Ist der Bohrer abgebohrt, so wird durch Umsteuerung die Maschine zurückgezogen und das Gestänge verlängert, um das Loch entsprechend tiefer bohren zu können.

Zur Handhabung der Bohrmaschine genügen 2 Mann, zum Aufstellen der Spannsäule 4 Mann; zu dieser letztgenannten Arbeit werden die vor Ort beschäftigten Schlepper herangezogen.

Sobald nun die Löcher alle gebohrt sind, wird die Maschine abgeräumt, auf einen bereit stehenden Wagen gelegt und nach der nächstgelegenen Nische, welche zu dem Zweck 100 m vom Ortsstoss zurück zur Seite des Sohlenstollens hergestellt ist, transportirt. Sodann werden die 20 mm weiten Rohre bis zu dem Hahn, welcher am Ende der 53 mm weiten Rohrleitung angeschraubt ist, abgenommen, dann die Schüsse geladen und abgethan.

Nach dieser Arbeit wird abgetrieben, die hereingesprengten Felsmassen nach rückwärts geworfen und die Maschine über die Schuttmassen herübertransportirt, um das Bohren von Neuem beginnen zu können.

Resultate der Bohrmaschinen-Arbeit beim Bau des Ochsenkopf-Tunnels in Schlesien.

Die von Herrn Riedel in Wien veröffentlichten Resultate über Versuche am Pfaffenberg-Tunnel, sowie die von Herrn Professor Rudolph Ritter von Grimburg über Versuche am Sonnstein-Tunnel sind auch hier zutreffend, insoweit es ähnliche Gesteine anbelangt. Bei den Porphyr-Conglomeraten mit Zusammensetzung von Gesteinstrümmern, welche ungleiche Härten haben, waren die Resultate jedoch sehr verschieden; dagegen waren die Leistungen im dichten Felsitporphyr und feinkörnigen rothen Sandstein sehr günstig und rechtfertigten die Erwartungen in hohem Grade.

Auf den Felsitporphyr, rothen Sandstein etc. kamen feste Porpyhr-Conglomerate mit Kieselschieferbrocken und gestaltete sich hierbei der Bohrbetrieb wesentlich ungünstiger, indem die Zusammensetzung der Masse zu ungleichartig war, was eine zerstörende Wirkung auf die Maschine ausübte; namentlich waren die genannten Kieselschieferbrocken am meisten Schuld, dass das Vordringen des Bohrers nur mit Brüchen desselben oder des Gestänges verbunden war. Es ist wohl anzunehmen, dass die Zähne des Bohrers in diesem Gestein in einer gewissen Zeit alle in der weichen Masse desselben [Bindemittel des Conglomerats] sich befinden und dass im nächsten Augenblicke vielleicht ein oder zwei Zähne auf eine harte Kieselschieferbrocke kommen; durch den kolossalen Druck, welcher vorerst einen grösseren Vorschub veranlasste, muss jedoch, sobald der zweite Fall eintritt, der Vorschub bedeutend vermindert werden, weil derselbe mit dem Umdrehen der Zähne immer in einem gewissen Verhältniss steht, das hierdurch bedingte Umsteuern der Hähne resp. Ventile kann jedoch nicht so rasch vor sich gehen und muss desshalb ein Bruch stattfinden. Ausserdem ist das Voranschreiten des Bohrers in diesem Gestein äusserst gering. Kieselschiefer lässt sich eher durch einen wuchtigen Stoss oder Schlag zertrümmern, als dass ein Stahl successive in denselben einzudringen vermag.

Der lineare Fortschritt bei Handbohrarbeit und Maschinenbohrbetrieb beweist diese Behauptung am besten, wie in nachstehender Tabelle S. 128 angegeben.

Man musste zur Ueberzeugung kommen, dass die Brandt'sche Bohrmaschine in dieser älteren Construction nur überall da anwendbar ist, wo ein compactes, dichtes nicht zu festes Gestein von gleichmässiger feinkörniger Structur vorhanden ist, wie z. B. im Sandstein, Kalkstein, Dolomit, Thonschiefer, Felsitprophyr, Serpentin, Schaalstein, Hypersthen etc., zu

Tabelle No. 14 a.

Laufende Nummer	Beschreibung der Felsart	Linearer Fortschritt pro Minute	
		bei Handbohrarbeit	Bei Maschinenbohrarbeit
		30 mm weites Bohrloch	80 mm weites Bohrloch
1	Fester dichter Felsitporphyr	25 mm	23 mm
2	Festes Porphyr-Conglomerat mit Kieselschieferbrocken etc.	28 -	12 -

festes Gestein, wie: Basalt, Diabas, Melaphyr, Syenit etc. sowie grobkörnige Conglomerate, Granit, Gneis, Kieselschiefer etc. würden sich weniger eignen.

Die nachstehende Tabelle giebt den linearen Fortschritt dieser Bohrmaschinen bei verschiedenen Gesteinsarten übersichtlich an:

Tabelle No. 15.

		Sonnstein-Tunnel		Pfaffenberg-Tunnel	Ochsenkopf-Tunnel				Versuchs-Station	
		Fester dichter Kalkstein mm	Fester dichter Kalkstein (Durchschnitts-Resultat) mm	Fester feinkörniger Sandstein mm	Dichter Felsitporphyr mm	Feinkörniges Porphyr-Conglomerat (Thoniges Bindemittel) mm	Grobkörniger Sandstein mm	Porphyr-Conglomerate mit Kieselschieferbrocken mm	Feinkörniger Sandstein mm	Grobkörniger Granit von Striegau mm
1	Wasserpressung in Atmosphären	85	80	60	90	110	85	150	100	150
2	Anzahl der Doppelhube der Pumpe	—	—	—	102	100	50	80	75	80
3	Anzahl der Umdrehungen der Bohrmaschine pro Minute	—	—	—	5,2	5,5	5,5	5,0	5,7	5,0
4	Linearer Fortschritt pro Minute	43	30	45	23	30	34	12	40	11

Der Betrieb des Stollenortes vermittelst dieser Bohrmaschinen geschah nun in folgender Weise:

Bei dichtem Felsitporphyr mit Klüften wurden in die Stollenbrust beispielsweise 5 Löcher gebohrt und zwar 1 Loch in der Mitte und die 4 andern in den Ecken der Stollenbrust, Figur 96 und 97. Jedes Loch

wurde etwas geneigt gebohrt und zwar die oberen steigend in die Firste und die unteren fallend in die Sohle hinein, um einestheils dieselben zum Heben des Gesteins geschickter zu machen, anderntheils das volle Profil des Stollens wieder zu gewinnen wie aus Fig. 96 wohl ersichtlich ist. Die Länge der Löcher betrug 0,8 bis 1,4 m und wurde gewöhnlich das Loch in der Mitte als Einbruchsloch am tiefsten genommen.

Das Abthun der Schüsse geschah zu gleicher Zeit, jedoch wurden die Zünder so bemessen, dass das Loch in der Mitte zuerst explodirte; ge-

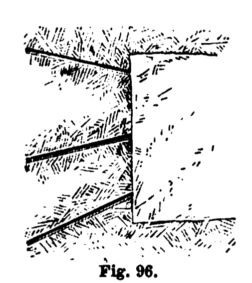


Fig. 96.

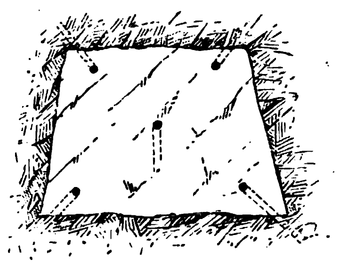


Fig. 97.

wöhnlich hörte man fast nur einen Schlag, was zur Folge hatte, dass versuchsweise das Loch in der Mitte allein angesteckt wurde, während die andern geladen stehen blieben. Nachdem die andern Schüsse hiernach angesteckt werden sollten, fand es sich, dass die zunächst gelegenen oberen Schüsse ebenfalls explodirt waren. Der Versuch wurde öfters wiederholt und erzielte man immer dasselbe Resultat. Da die Schüsse fast 8 mal stärker genommen wurden, als gewöhnliche Dynamitschüsse und die Erschütterung des Gesteins dadurch sehr stark war, so konnte es nur möglich sein, dass die andern Schüsse durch diese intensive Erschütterung des Gestein ohne Zünder explodirten.

Mit dem einmaligen Abthun dieser 5 Schüsse wurde ein Fortschritt des ganzen Stollenortes von ca. 0,5 m erzielt; öfters genügten auch blos 3 Löcher, je nachdem das Gestein von Klüften und Lösungen dnrchzogen war; ebenso ergab sich der Fortschritt verschieden und variirte zwischen 0,3 und 0,8 m in jeder Attaque.

Bei den vorhin erwähnten festen Porphyr-Conglomeraten hatte sich das Bedürfniss der Löcher auf 8 Stück gesteigert und wurden hierbei nur 0,5 m im Durchschnitt Fortschritt erzielt, da das Gestein zu zähe und ohne alle Lösungen und Klüfte war.

Man machte, um einen günstigen Effect zu erzielen und die Herstellung von so vielen zeitraubenden Löchern zu ersparen, von der Erfahrung Gebrauch, wie schon beim Kapitel über Handbohrarbeiten (Seite 106) erwähnt wurde, dass die Sprengwirkung bedeutender ist, wenn die Sprengladung am

Grunde des Bohrlochs in eine erweiterte Kammer desselben gebracht werden kann.

Um nun eine solche sogenannte Spreng-Kammer am Grunde eines Bohrlochs herzustellen, wurde ein Instrument angefertigt und in Gebrauch genommen von folgender Construction, Fig. 98 und 99.

Ein Bohrkopf, welcher 1—3 verschiebbare Messer trägt, wird, sobald das Loch mit dem gewöhnlichen Brandt'schen Bohrer fertig gebohrt ist, in das Loch eingeführt und das hintere Ende des Loches auf eine Erweiterung von 140 mm ausgefraisst, wodurch eine kegelförmige Kammer,

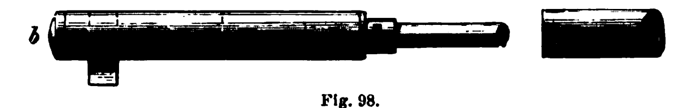


Fig. 98.

Fig. 100 c, entsteht, deren Grundfläche am Ende des Loches sich befindet. Der Bohrkopf, Fig. 99, besteht aus einer Hülse *A*, welche die Oeffnungen *a* zur Aufnahme der Messer hat; in dieser Hülse bewegt sich ein Kern *B*, in welchem ansteigende Vertiefungen zur Aufnahme von 1, 2 oder 3 Messern sich befinden. Auf diesen ansteigenden Vertiefungen werden die Messer beim Rückwärtsgehen des Kerns zur allmäligen Erweiterung der Kammer aus der Oeffnung *a* herausgetrieben.

Das Rückwärtsgehen des Kernes geschieht, sobald der Kopf *b* gegen das Gestein gepresst und die Hülse *A* nach vorwärts geschoben wird.

Durch die gleichzeitige rotirende Bewegung des Bohrkopfs wird also die Erweiterungskammer von den Messern herausgeschabt. Beim Beginn der Ar-

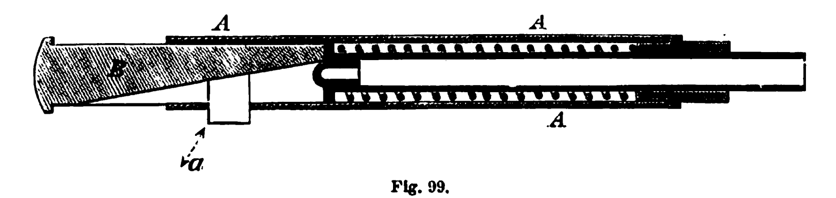


Fig. 99.

beit werden 3 Messer genommen, dann 2 und zuletzt 1 Messer, denn mit der fortschreitenden Erweiterung des Loches muss auch das Messer weiter aus der Hülse heraustreten. Bei 3 Messern ist aber die ansteigende Vertiefung nicht so gross, als sie sich bei einem Messer herstellen lässt und desshalb wird 1 Messer weiter heraustreten können, als 2 Messer uud diese wieder mehr als 3.

Damit die Messer bequem wieder herausgenommen werden können, ist die Feder um das Rohr *d* angebracht, welche den Kopf *b* nach Ablassen des Drucks und Zurückziehen des Gestänges wieder hervordrückt, die Messer fallen dann wieder auf den tiefsten Punkt, ausserdem dient das

Rohr noch zur Durchleitung des Spülwassers. Es ist klar, dass, je grösser das Kaliber der Bohrlöcher ist, desto weniger Löcher in die Stollenbrust zu bohren nöthig sind, um die ganze Ortsfläche auf eine gewisse lineare Fortschrittslänge herauszusprengen.

Wenn nun bei Handbohrbetrieb 25—30 Löcher à 32 mm weit; bei Stoss-

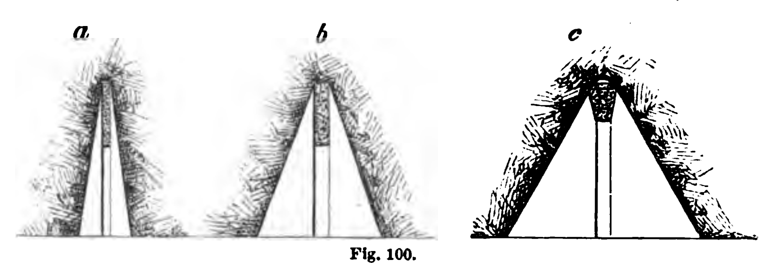


Fig. 100.

bohrmaschinen 12—15 à 50 mm nöthig sind, um die ganze Ortsfläche herauszusprengen, so genügen bei der Brandt'schen Bohrmaschine 5 bis 8 Löcher à 80 mm weit um denselben Effect zu erzielen, denn die Wirkung des Schusses hängt nicht allein von der Spannkraft der sich

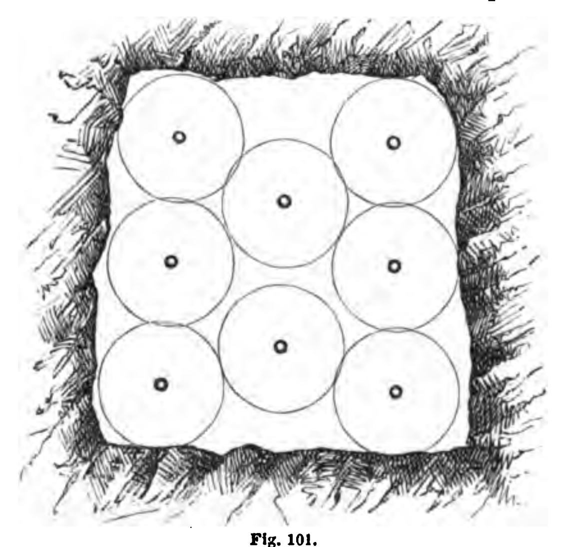


Fig. 101.

entwickelnden Gase, sondern auch von der Grösse der Fläche ab, auf welche sie wirkt.

In den Figuren 100 a, b und c, sind die Schusswirkungen eines Bohrlochs mit Stossbohrmaschinen, sodann mit Brandt'schem Bohrer und endlich in c mit einer erweiterten Kammer dargestellt; überträgt man die in b und c dargestellten auf die Fläche des Stollenortes, wie Figur 101 und 102 zeigt, so

wird dieselbe von 8 Schüssen mit der Brandt'schen Bohrmaschine ohne Erweiterung und mit 5 Schüssen mit Erweiterung vollständig gedeckt. Es sind also in diesem Falle nur 5 Löcher mit Erweiterung nöthig, wo sonst 8 Löcher ohne Erweiterung erforderlich gewesen wären.

Die Herstellung eines Bohrlochs von 1 m Länge erfordert im Durchschnitt 100 Minuten, diejenige einer Erweiterung 30 Minuten. Müssen also bei einer Attaque 8 Löcher gebohrt werden, so ist an Zeit nöthig 800 Minuten, dagegen bei 5 Löchern mit Erweiterung nur 500 + 150 = 650 Minuten. Also nicht allein an Zeit wird gespart, sondern der Effect ist bedeutender bei erweiterten Bohrlöchern, indem bei dem erwähnten Verfahren weniger

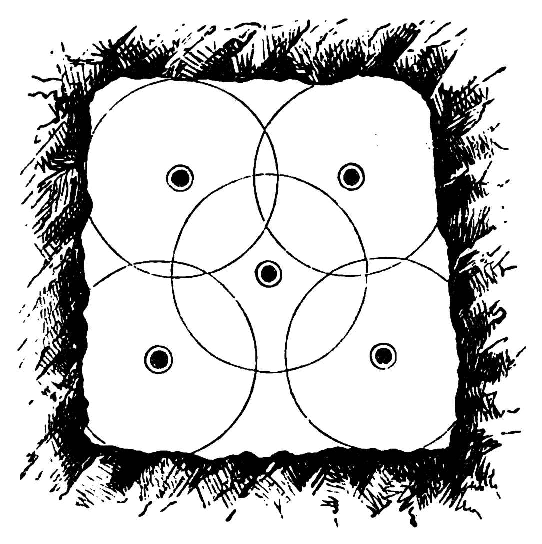


Fig. 102.

Büchsen stehen bleiben, sondern das ganze Gestein bis zur Bohrlochstiefe mit fortgerissen wird; man kann nach den hier gemachten Erfahrungen die Mehrleistung dieser Bohrmethode gegen die gewöhnliche, um 25% annehmen.

Die Resultate, welche mit der Brandt'schen Bohrmaschine, erster Construction, hier erzielt wurden, sind in Tabelle No. 16 S. 133 nachgewiesen. In dieser Tabelle sind Betriebsperioden von 4 bis zu 20 Tagen in verschiedenen Gesteinen zusammmengestellt. Die Länge der durchbohrten Strecke gegen diejenigen der aufgefahrenen Strecke zeigen die Resultate der Sprengwirkung; die mehr durchbohrte Länge ist nach der Schusswirkung sitzen geblieben, d. h. der ganze Schuss ist nicht zur vollen Wirkung gelangt.

Bei 150 lfd. m mit der Bohrmaschine aufgefahrenen Sohlenstollen entstanden folgende Geldausgaben:

Tabelle No. 16.

Laufende Nummer	Gebirgsort	Anzahl der				Durchschnittstiefe der Bohrlöcher	Durchbohrte Strecke	Aufgefahrene Strecke	Es kommen auf den laufenden m Sohlenstollen			Tagesleistung	Linearer Fortschr. des Bohrens pro Minute
		Angriffe	Bohrstunden	Schlepper-stunden	Bohrlöcher				Bohrstunden	Schlepper-stunden	Bohrlöcher		mm
1	Fester Felsitporphyr	36	324	87	164	0,97	35	24,8	13	3,5	6,6	1,4	23
2	Rother Sandstein mit Thonschieferschichten	19	104	53	56	1,28	24,24	20,4	5	2,6	2,7	2,35	40
3	Festes Porphyr-Conglomerat, thoniges Bindemittel, Lösungen	25	206	55	141	0,95	23,75	16	12,87	3,4	9,0	1,5	15
4	Wie vorher, ohne Lösungen	20	224	70	127	0,93	18,6	12,6	17,7	5,6	10,0	1,0	15
5	Rother Sandstein mit abwechselnden Conglomeratschichten . .	15	88	41	57	1,13	17	14,8	5,9	2,8	3,8	2,11	25
6	Festes Porphyr-Conglomerat mit Sandsteinknollen	34	327	87	148	1,08	37	28	11,6	3,1	5,28	1,6	25
7	Feinkörniges Conglomerat.	4	32	13	20	1,07	4,3	3,5	9,3	4,3	5,71	1,7	30
8	Grobkörniges Conglomerat mit Quarz und Kieselschieferbrocken, sehr fest, ohne Lösungen etc.	13	236 1/4	40 1/2	88	0,9	11,7	9,2	25,68	4,4	9,56	0,8	12

1.	Arbeitslohn	6300 M.
2.	Kosten der Bedienung der Maschine rot. . .	4380 -
3.	Kohlen	2189 -
4.	Dynamit und Zündschnur etc.	9360 -
5.	Gezähe, Bohrer etc.	2958 -
6.	Oel und Schmiere etc.	729 - / 436 -
	Summa	26352 M.

mithin bei einem Stollenquerschnitt von 6,75 qm $= \frac{26352}{150 \cdot 6{,}75} = 26{,}26$ oder rot. 26 M. pro cbm Ausbruch.

Die Bohrmaschinen-Anlage nach System Brandt am Ochsenkopf-Tunnel war derjenigen am Sonnstein-Tunnel ziemlich gleich, da die meisten Maschinen, sowie auch die Pumpen von dort übernommen waren; die

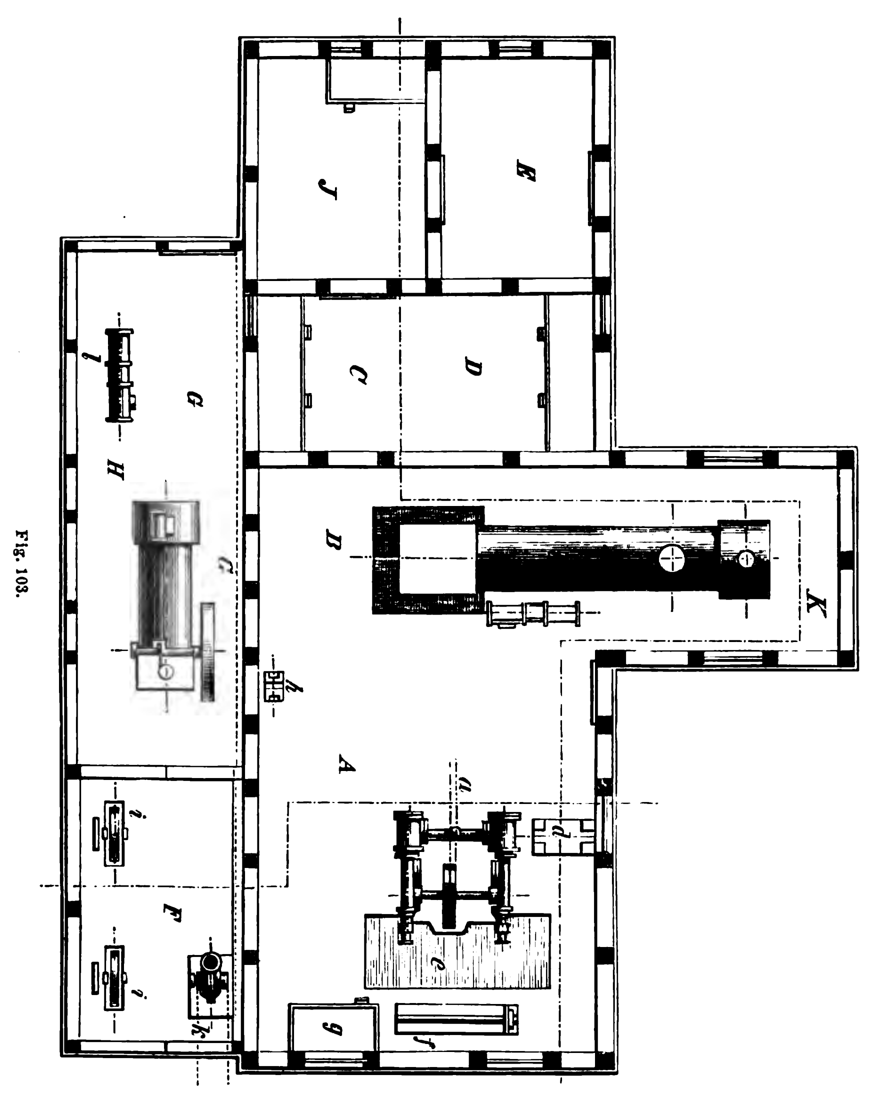


Fig. 103.

erstgenannte Anlage soll desshalb hier, als den damaligen Verhältnissen entsprechend näher erläutert werden. Figur 103 zeigt den Grundriss derselben. *A, B* und *K* ist der eigentliche Maschinenraum, worin bei *a* die doppelt wirkenden Druckpumpen, welche das gereinigte Wasser aus dem

Bassin *e* entnehmen, aufgestellt sind; *b* ist der Locomobilkessel; *f* Drehbank; *g* Werkbank; *d* der Accumulator.

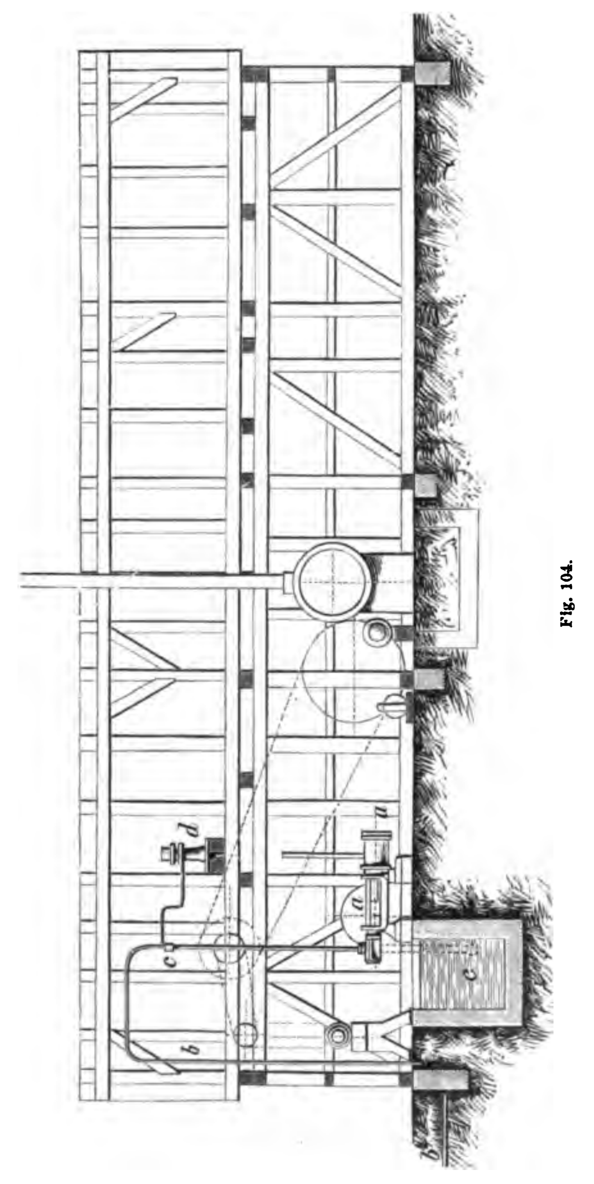


Fig. 104.

Die Räume *D* und *C* sind Reparatur-Werkstätten für drei Schlosser; *I* Magazin und *E* Aufenthalt für den Maschinen-Aufseher. In dem Anbau *G*

steht eine Locomobile, welche den im Raum *F* aufgestellten Ventilator *k* und die beiden Schleifsteine für Bohrer *i*, *i* betreibt.

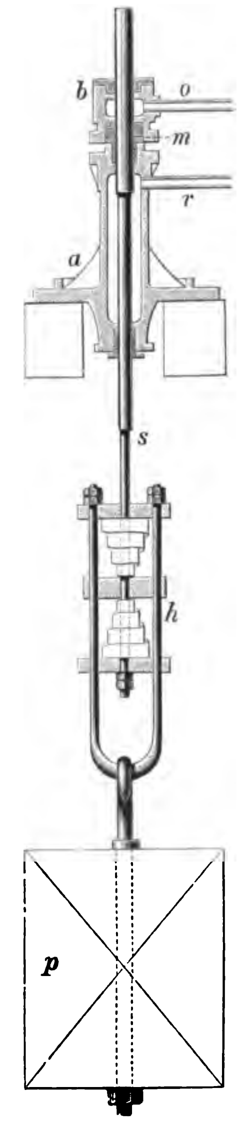


Fig. 105.

Aus Figur 104 dem Längenschnitt der Anlage ist ersichtlich, dass von *a* aus die Druckröhren der Pumpen in die Höhe gehen und bei *c* in zwei Ventile enden. Von hier aus, also hinter den Ventilen, geht das Wasser von beiden Pumpen vereinigt durch den Rohrstrang *b*, *b* nach dem Tunnel. Dieser Rohrstrang ist rückwärts mit dem Accumulator *d* in Verbindung gebracht und erhält die Wassersäule hierdurch den nöthigen Druck.

Die Einrichtung dieses höchst einfachen Accumulators mit unterhängendem Gewicht ist aus Fig. 105 ersichtlich.

Derselbe besteht aus 4 Theilen: dem Untersatze *a* und Kopfe *b*, der Stange *s*, dem Gewicht *P* und dem Verbindungsgehänge *h*. Der Untersatz ist auf dem Gebälke des Maschinenhauses aufgesetzt und mit 4 Ständern unterstützt, welche zugleich Leitungsstäbe für das Gewicht sind. In dem Kopfe *b* ist die Führung der Stange in Form von Dichtungsringen von Bronze mit unterlegten Lederscheiben angebracht. Die Stange selbst hat zwei verschiedene Durchmesser und beträgt der Flächen-Inhalt des dadurch gebildeten Ansatzes ca. 15,7 qcm. Das Wasser der Pumpen tritt nun durch das Rohr *v* in den Untertheil unter den Ansatz der Stange und hebt dieselbe bei steigendem Drucke in die Höhe; kommt der Ansatz in den Kopf *b*, so entleert sich das Druckwasser durch das Rohr *o*, auf diese Weise regulirt sich der Druck von selbst.

Das unterhängende Gewicht repräsentirt auf die 15,7 qcm einen Druck von 100 Atmosphären; durch aufzulegende Gewichte kann der Druck vermehrt werden.

Wenn auch durch das Abflussrohr *o* der Druck sich selbst regulirt, so ist doch diese Procedur immer durch grosse Erschütterungen, welche das plötzliche Aufsteigen des Gewichts und das Ausströmen des Wassers durch das bezeichnete Rohr etc. verursachen, begleitet; um dieses zu verhüten, ist die eine kleine Rohrleitung nach dem Stande des Maschinisten in der Nähe der Dampfeinströmungsventile angebracht, in welche

ein kleines Regulirventil eingeschaltet wird, das vom Maschinisten so gehandhabt wird, dass der Accumulator nur immer in der Schwebe bleibt; auch beim Anlassen der Maschine ist das Ventil sehr wichtig, da bei vorhandenem hohen Druck dasselbe ohne das Regulirventil nicht gut ausführbar ist; bei Ingangsetzung der Maschine lässt man dieselbe erst mit wenig Dampf an und öffnet das Regulirventil ganz, damit gar kein Druck vorhanden ist; hat die Maschine die übliche Geschwindigkeit, so schliesst man das Regulirventil successive; es sammelt sich dann der Druck und dementsprechend öffnet man nach und nach das Dampfventil.

System Brandt, neuerer Construction.

Aus der Tabelle über Leistungen der Brandt'schen Bohrmaschine am Ochsenkopf-Tunnel ist ersichtlich, dass dieselben im harten Porphyr-Conglomerat mit Kieselschieferbrocken kaum nennenswerth erscheinen, wenigstens in keinem Verhältniss zu den darauf verwendeten Kosten stehen, die Ursache lag lediglich darin, dass wie schon erwähnt, die Bohrmaschine nur für homogene Gesteine construirt und leistungsfähig war. Der Erfinder, Ingenieur Brandt, welcher sich von der Unzulänglichkeit der Construction bei solchen hartem, ungleich zusammengesetztem Gestein überzeugt hatte, trat dann auch bald mit einer neuen Construction auf, die nach den bis jetzt gemachten Erfahrungen allen Anforderungen, auch den allerschwierigsten, vollkommen entspricht. Diese neue Maschine ist schon vor längerer Zeit am Arlberg-Tunnel und jetzt am Brandleite-Tunnel auf der Strecke Erfurt-Ritschenhausen, sowie auf mehreren Steinkohlengruben im Rheinland mit ausgezeichnetem Erfolg im Betrieb. Die Totalansicht derselben ist in Figur 106 dargestellt.

Die Spannsäule ist auf einem Wagen transportabel eingerichtet, die Geleitbacken, welche den Vorwärtsgang der Maschine älterer Construction regulirten, sind ganz weggefallen und die Bohrmaschine durch ein auf der Spannsäule verschiebbares Charnier nach allen Seiten hin beweglich.

Ferner geht nicht wie bei der alten Construction der Cylinder über den Kolben hinweg, sondern der Kolben selbst trägt jetzt den Bohrer und bewegt sich in dem sehr stabil ausgeführten Cylinder auf und ab.

Diese Momente grade sind die wesentlichsten, wodurch sich die neue Construction gegen die alte auszeichnet.

Sodann ist der Bohrer nicht wie früher 80 mm, sodann nur 60 mm im Durchmesser und die Maschine selbst in allen ihren Constructionen bedeutend stärker als früher, so dass die Reparaturen, welche früher täglich vorkamen, jetzt fast ganz in Wegfall kommen. Die Maschinen halten jetzt 3 bis 4 Monate ohne Reparatur aus.

Die Art und Weise der Ingangsetzung der Maschine neuerer Construc-

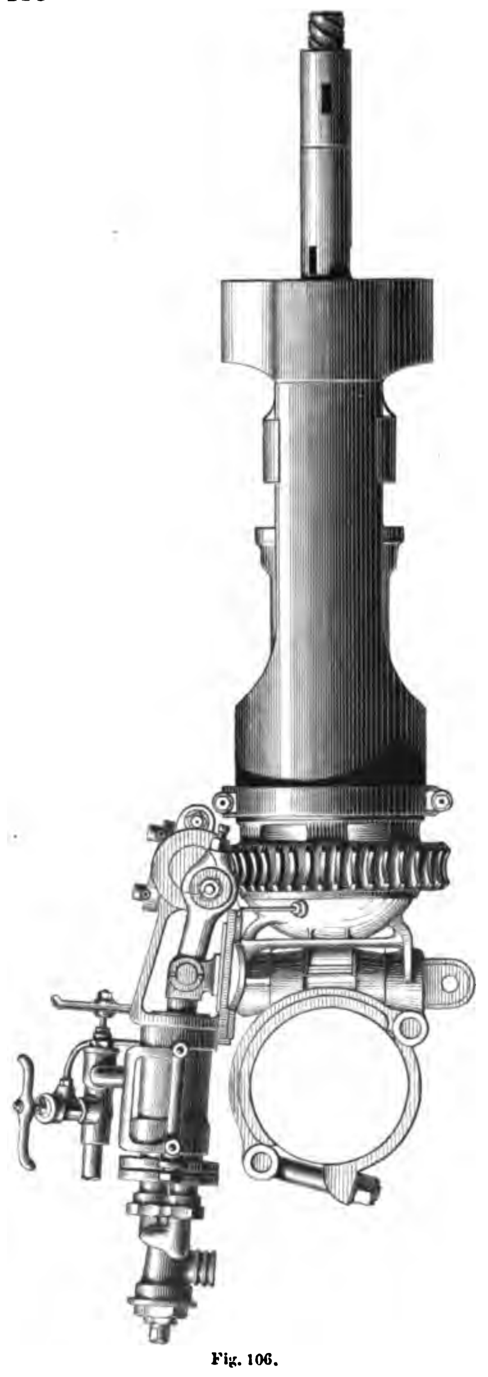


Fig. 106.

tion ist aus Figur 107 ersichtlich, welche die Maschine im Durchschnitt darstellt.

n ist der Durchschnitt der Spannsäule, um diese legt sich ein Ring mit einem Charnier, welcher durch eine Schraube fest auf die Spannsäule festgeklemmt werden kann.

Dieser Ring hat einen Ansatz, durch welchen der Bolzen *B* geht und wird hierdurch ein Charnier, *f*, für die ganze Bohrmaschine gebildet, so dass durch den beweglichen Klemmring auf der Spannsäule eine beliebige Bewegung in der Verticalebene und durch das Charnier *f* vermittelst des Bolzens *B* eine beliebige Bewegung in der Horizontalebene vorgenommen werden kann. In das Charnier ist der Presscylinder *o* eingeschraubt, in welchem der Kolben *i* mit dem Bohrgestänge *q* auf- und abgeht. Ausserdem sind mit dem Charnier verbunden die Wassersäulen-Maschinen *d* und *e*, welche die Drehung der Schnecke bewirken. Dann ist auf dem Cylinder beweglich das Schneckenrad *h* und mit diesem fest verbunden der Führungscylinder *p*. Dieser Führungscylinder ist auf beiden Seiten offen und die kreuzkopf-



Fig. 107.

artige Führung des Kolbens *i*, hat eine Nuth (siehe Figur 107), in welche die scharfen Kanten des durchschnittenen Cylindermantels hineinpassen, so dass durch die Drehung des Schneckenrades *h* und des damit verbundenen Führungscylinders *p* auch die Drehung des Kolbens *i* und somit auch die des Bohrgestänges bewirkt wird.

Bei *a* wird der sogenannte Kettenschlauch eingeführt, von hier geht das Druckwasser durch das Ventil *H* nach den Wassersäulen-Maschinen, welche das Schneckenrad drehen. Wird der Dreiweghahn *D* geöffnet, so tritt in einem Falle das Druckwasser durch *u* hinter den Kolben *i* und treibt denselben nach vorn. Durch die weitere Stellung des Dreiweghahns, kann dieser Druck wieder abgelassen werden, der Kolben geht dann, da das Druckwasser durch *r* immerfort auf der ringförmigen Fläche des Kolbens liegt, wieder zurück. Durch den oberen Dreiweghahn kann also Rück- und Vorwärtsgang mit der grössten Leichtigkeit regulirt werden. In neuerer Zeit ist noch ein Ventil in die Druckrohrleitung eingeschaltet, so dass mit diesem einzigen Ventil die ganze Arbeit geleitet wird, sobald alle anderen Ventile je nach Bedürfniss den Gesteinsverhältnissen passend gestellt sind. Diese Vereinfachung der Steuerung gegen diejenige der ersten Construction hat die Maschine hauptsächlich practicabel gemacht.

Das von den Wassersäulen-Maschinen gebrauchte Wasser geht nach dem Hahn *C* und muss, je nachdem dieser Hahn gestellt wird, entweder alles durch den Schlauch *S* in's Freie oder zum Theil durch *v* nach dem inneren Kupferrohr, welches durch den Kolben hindurch geleitet ist, sowie weiter durch das Gestänge hindurch nach dem Bohrer als Spülwasser gehen.

Handhabung der Bohrmaschine.

Sobald der Stollenort aufgeräumt ist, wird der sog. Lafettenwagen Figur 108 auf welchem die Spannsäule in einem drehbaren Gehäuse befestigt ist vor Ort gefahren und auf den Schienen befestigt. Die Spannsäule trägt nun 2 oder 3 Bohrmaschinen, welche zu gleicher Zeit vor Ort arbeiten. Die eigentliche Lafette ist ein langer drehbarer Hebel aus Eisen und hat nach hinten zu eine Verlängerung aus Holz, auf welchem ein Contregewicht zum Abbalanciren der Spannsäule nebst Bohrmaschinen verschiebbar, aufgelegt ist. Sobald nun die Spannsäule die nöthige Lage erhalten hat, wird dieselbe festgespannt. Ist nun das Kettenrohr eingesetzt, so beginnt die Arbeit. Das Endstück der Rohrleitung *R* ist ganz so eingerichtet, wie bei der Maschine erster Construction, ebenso die Spannsäule. Alle weiteren hierzu nöthigen Vorrichtungen und Arbeiten sind am betreffenden Orte beschrieben.

Als Muster einer Bohrmaschinen-Anlage für Brandt'sche Bohrer neuerer Construction will ich die Anlage am Brandleite-Tunnel näher beschreiben.

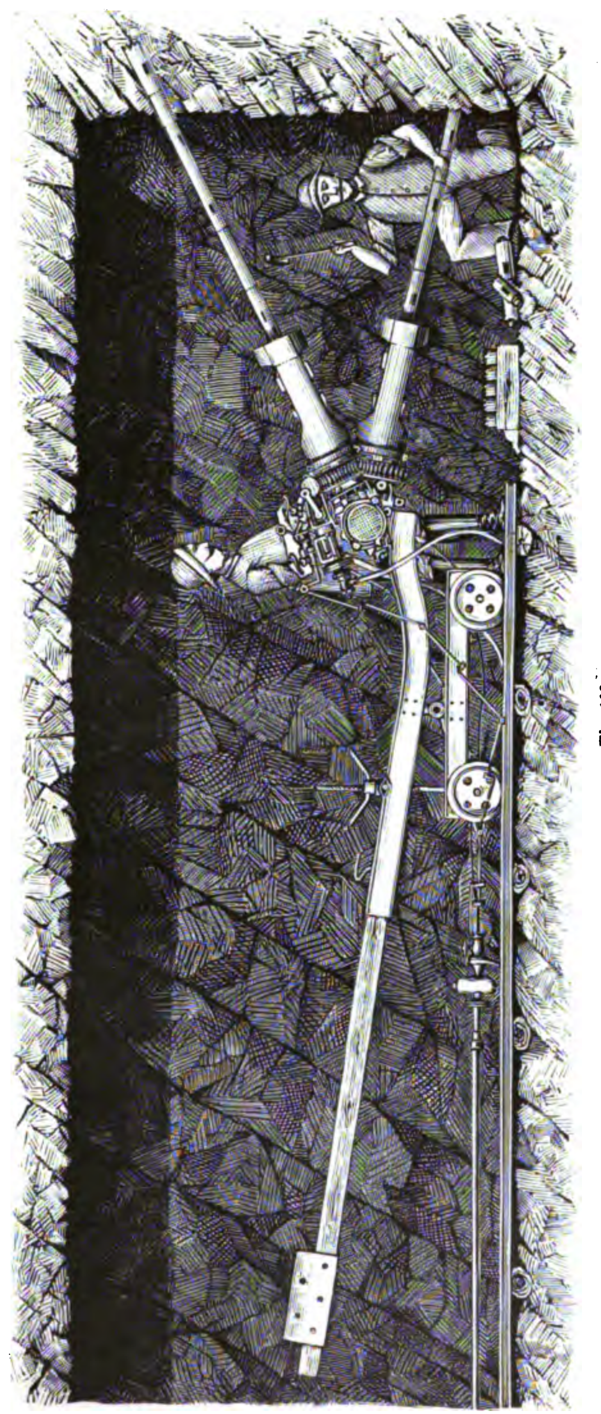


Fig. 108.

Dieselbe ist zwar etwas splendid ausgeführt, jedoch bietet sie in jeder Hinsicht eine vollkommene Gewähr für einen ordnungsgemässen und die grössten Resultate erzielenden Fortschritt.

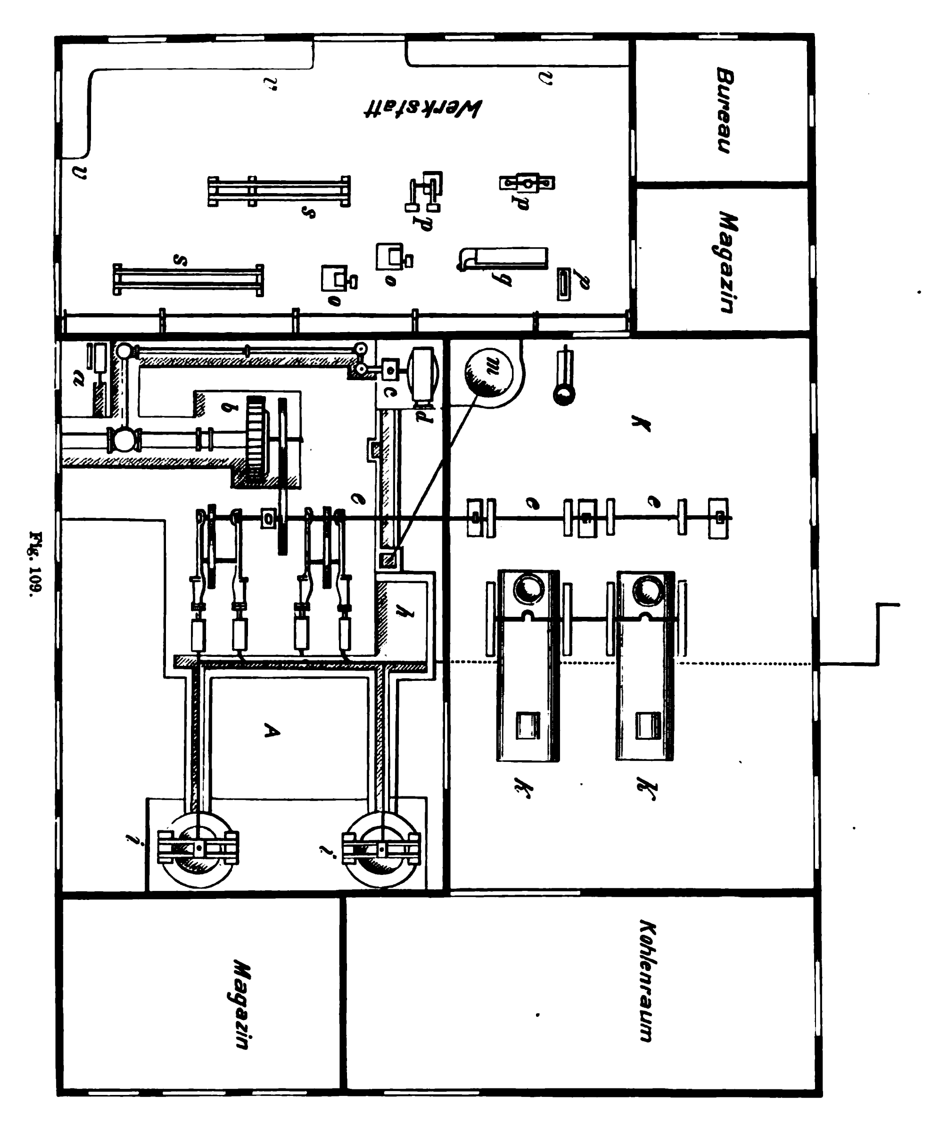


Fig. 109.

Figur 109 stellt den Grundriss der ca. 1 km vom Tunnelmundloch entfernt liegenden Anlage dar.

Die grosse Entfernung war einerseits bedingt durch das zu erringende,

möglichst hohe Gefälle für einen Bach zum Betriebe einer Turbine, anderseits durch die Lage des Voreinschnitts.

In den Raum *A* dem sog. Pumpenraum sind die 4 Doppeldruckpumpen aufgestellt; dieselben werden gespeist aus dem Filtrbassin *h* von ca. 6 cbm Rauminhalt mit Filtrationsvorrichtung. Dieses Bassin erhält den Zufluss von aussen und zum Theil durch die Pumpe *m* im Raum *K*. Diese Pumpe steht mit dem Abwasser der Turbine in Verbindung. Die 4 Doppeldruckpumpen werden vermittelst einer Radübersetzung von der Betriebswelle *e e* betrieben und diese letzte wieder von der Turbine in *b* und bei ungenügendem Aufschlagewasser von den im Raum *K* aufgestellten Locomobilen *k* und *k*. Die Locomobilen von je 35 Pferdekraft sind gekuppelt und übertragen die Kraft auf die Hauptbetriebswelle vermittelst Riemenvorgelege.

Im Raum *A* ist ausserdem noch in *i* der Accumulator, in *d* ein sog. Hochdruckventilator, betrieben durch eine kleine Turbine in *c*; und ferner ein Schmied'scher Motor in *a*, letzterer zum Betrieb der Werkstatt vorhanden. In der nebenan sich befindenden Reparaturwerkstatt stehen in *s*, *s* zwei Drehbänke, in *o*, *o* zwei Fraissmaschinen, in *p*, *p* Bohrmaschinen, in *q* eine Shäpinmaschine, in *r* ein Schleifstein und in *v*, *v* die nöthigen Werkbänke.

Schmiede- und Wagenreparaturwerkstatt ist besonders angelegt.

In der Schmiede befinden sich 5 Feuer- und 1 Dampfhammer.

Der Accumulator hat gegen denjenigen bei der alten Construction ebenfalls eine vortheilhafte Verbesserung erfahren. Die Anordnung desselben ist aus der Figur 110 ersichtlich.

Derselbe ist auf zwei Langschwellen von Holz *a* und *b*, aufgesetzt, welche auf den Umfassungsmauern eines ca 2 m tiefen Brunnen lagern. In den Brunnen bewegt sich das Belastungsgewicht, bestehend aus einem mit Sand und Steinen gefüllten Blechcylinder auf und ab. — Der Cylinder des Accumulators *c*, in welchem sich die Stange mit der ringförmigen angedrehten Fläche, gegen welche der Druck ausgeübt wird resp. der Differenzkolben von denselben Dimensionen, wie bei der Maschine erster Construirung, sich befindet, hat einen Ansatz, in welchem die Führungsstangen *d*, *d* eingeschraubt sind. Am Ende der Führungsstangen befindet sich ein Ventil, dessen Gehäuse als Befestigung der Führungsstangen dient.

Bei dem Rohr *m* tritt das von den Pumpen gedrückte Wasser unter den Accumulatorkolben. Zu gleicher Zeit communicirt das Wasser durch das rückwärts gebogene Rohr mit dem vorhin beschriebenen Ventil. In der Seitenansicht Figur 110 ist ersichtlich, dass das Ventil durch den Hebelarm *x* geschlossen wird, indem der Hebelarm durch die Feder *a* auf das Ventil gedrückt wird. Steigt nun der Kolben des Accumulators in die Höhe, so wird der Hebelarm durch die am Kreuzkopf des Kolbens befindliche Nase *w* zur Seite gedrückt und somit das Ventil gelüftet und

zwar je mehr als der Kolben in die Höhe geht. Das Druckwasser geht dann durch das Ventil hindurch und durch das Rohr *n* [Figur 110] in's Freie; sobald dies stattgefunden, geht der Kolben in demselben Moment wieder zurück und das Ventil schliesst sich wieder. Die Rohrleitung *m*, Figur 100 welche zum Accumulator führt, steht zu gleicher Zeit in Verbindung mit der Rohrleitung, welche nach dem Tunnel geht. Die Röhren haben

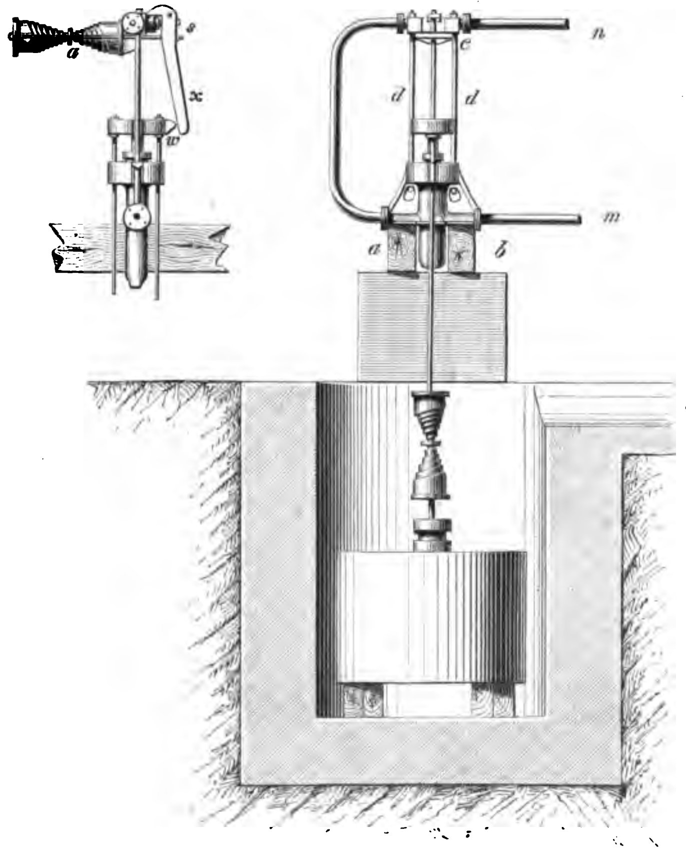


Fig. 110.

einen Durchmesser von 60 mm und 10 mm Wandstärke, dieselben werden durch Muffen mit entgegengesetztem Gewinde, vermittelst eines Kupferringes gedichtet. Alle übrigen Vorrichtungen betreffs der Rohrleitung sind gerade so ausgeführt, wie die schon im Voraus erwähnten Anlagen für Bohrmaschinen, ältterer Construction.

Zur Uebersicht der Leistungsfähigkeit der Brandt'schen Bohr-

maschine bei rein bergmännischem Betriebe diene der nachfolgende Bohrbericht eines Querschlagsbetriebs auf einer Steinkohlengrube bei Eschweiler pro Monat Mai und Juni 1881.

Bohrbericht

des Eschweiler Bergwerks-Verein zu Pumpe bei Eschweiler
pro Monat Mai 1881.

1. Die Auffahrung betrug in 22 Arbeitstagen . . . . 57,0 m
   Leistungen pro Arbeitstag . . . . 2,60 -
   Gedingelohn der Hauer pro Schicht . . . . 3,02 M.
2. Das aufgefahrene Gestein bestand aus:
   17,85 m Schiefer
   39,15 „ Sandstein
   zusammen: 57,00 m.
3. Die Kosten pro lfd. m betrugen:
   Hauerlohn incl. Transport der Berge . . . . = 25,23 M.
   an Sprengmaterialien . . . . = 26,57 -
   an Kohlen und sonstigen Materialien . . . . = 1,27 -
   Schärfen der Bohrer und kleine Reparatur an den Maschinen = 2,05 -
   Verschleiss der Bohrer und an Feilen . . . . = 3,82 -
   zusammen 58,94 M.
4. Beim Bohren versagte plötzlich eine der Bohrmaschinen und musste diese 2 mal ganz auseinander genommen werden, in welcher Zeit nur mit einer Maschine gebohrt wurde.
   Es ergab die Reparatur, dass bei einem der Motoren in dem Canal zu dem Regulirventil ca. 10 bis 12 kleine Steinchen sich befanden.
   Mit Ausbau des Querschlages waren die Hauer 2 Tage beschäftigt.
   Dass die Leistung pro Arbeitstag nicht gleich den vorhergehenden Monaten ist, hat seine Begründung in dem vielen zu durchfahrenden Sandstein.

Bohrbericht

des Eschweiler Bergwerks-Verein zu Pumpe bei Eschweiler, der Reservegrube bei Nothberg pro Monat Juni 1881.

1. Die Auffahrung betrug in 18 Arbeitstagen . . . . 48,0 m
   Leistungen pro Arbeitstag . . . . 2,66 m
   Gedingelohn der Hauer pro Schicht . . . . 2,92 M.
2. Das durchfahrene Gestein bestand aus:
   19,80 m Schiefer
   20,00 „ sandiger Schiefer
   8,20 „ Sandstein
   zusammen 48,00 lfd. m.

3. Die Kosten pro lfd. m betrugen:

Hauerlöhne incl. Transport der Berge	=	28,00 M.
an Sprengmaterialien	=	27,90 -
- Kohlen und sonstige Materialien	=	1,25 -
- Schärfen der Bohrer und kleinen Reparaturen der Maschinen	=	1,69 -
- Verschleiss der Bohrer und Feilen	=	2,03 -
zusammen		60,87 M.

4. Das Gebirge zeigte sich in der Auffahrung gesund und fest; sobald dieses aber einige Tage gestanden, zogen sich die Seitenstösse und die Firste so los, dass ein sofortiger Ausbau des Querschlages erforderlich war.

Beim Brandleite-Tunnel ist natürlich nur der forcirte Betrieb eingerichtet und zwar auf folgende Weise:

Zur Bedienung der zwei Bohrmaschinen vor Ort gehören

4 Bohrer

und zum Hereinsprengen des Gebirges, Aufräumen und Transport der Schuttmassen

7 bis 8 Schlepper in jeder Schicht.

Diese Arbeiter verfahren 8 stündige Schichten und richten sich so ein, dass die Schlepper, während der Zeit in der gebohrt wird, das Stollenort fertig aufräumen, den Graben nachsenken und bei der Verzimmerung des Stollens noch Hülfe leisten. Wird dagegen geschleppt, so bringen die Bohrleute ihre Maschine in Ordnung und sorgen für das Vorhandensein aller nöthigen Material- und Inventarstücke zu der folgenden Bohrarbeit. Die Arbeit ist also nicht wie bei forcirtem Betrieb mit Luftcompressionsmaschinen eingerichtet, so dass die Bohrleute nur zu bohren und die Schlepper nur zu schleppen haben, sondern die Leute verrichten diejenigen Arbeiten in den 8 Stunden, welche gerade auszuführen sind; es ist desshalb bei jeder Schicht noch ein Oberhauer zur Anleitung der verschiedenen Arbeiten beigegeben.

Die Leistungen mit forcirtem Betrieb beim Auffahren des Richtstollens in der Breite von 3 . 2,8 m = 8,4 qm Querschnitt sind aus nebenstehendem Rapport der Monate Juni bis incl. October 1881 ersichtlich.

Hinsichtlich des Kostenpunktes lassen sich folgende Daten anfstellen:

In der Zeit vom 1. Juli bis 18. November wurden am Brandleite-Tunnel 456,3 lfd. m Richtstollen in 133 Arbeitstagen aufgefahren, das Gebirge bestand zum Theil aus sehr festen grobknolligen Conglomeratschichten des Rothtodtliegenden, zum Theil aus feinkörnigem Sandstein und Schiefer; dasselbe war im Allgemeinen sehr klüftig und wasserreich, so dass die Arbeit sehr mühsam war und ebenso zeitraubend, durch

Tabelle No. 17.

Rapport über Fortschritt des Firststollens mit Bohrmaschinen-Betrieb

Patent Brandt.

Monat	Anzahl der Arbeitstage	Anzahl der Attaquen	Fortschritt im Ganzen	Fortschritt pro Tag	Zahl der Arbeitstage		Der Bohrlöcher		Anzahl der gebrauchten Bohrschärfen	Verbrauch an Sprengmaterialien		Bemerkungen.
					Bohrer	Schlepper	Anzahl	mittlere Tiefe		Dynamit kg	Gelatine kg	
Juni	10	26	24,55	2,46	108	130	146	1,2	164	86,72	246,91	Sehr feste Conglomeratschichten des Rothtodtliegenden mit Hornsteinporphyrknollen und starkem Wasserandrang von allen Seiten.
Juli	26	65	71,55	2,75	291	429	493	1,3	618	170,20	1020,64	
August	31	94	102,90	3,32	368	637	667	1,2	679	1822,92	—	Feinkörnige Conglomeratschichten, Wasserandrang aus der Firste.
Septbr.	30	93	107,40	3,58	348	609	578	1,2	604	1640,08	—	Sandstein mit Schieferschichten abwechselnd; stark verworfenes Gebirge. Trocken.
October	31	108	123,2	4,00	336	588	526	1,2	239	1510,25	—	

den nachfolgenden sorgfältig ausgeführten Stolleneinbau. Dennoch betrug die Durchschnittsleistung pro 24 Sunden $\frac{456,3}{133}$ = rot. 3,4 m

Die Kosten stellen sich nun wie folgt:

A. Tägliche Kosten.*)

3 . 1 = 3	Oberhauerschichten	à 5 M.		15,00 M.
3 . 1 = 3	Feuerwerkerschichten	à 4 -		12,00 -
3 . 1 = 3	Bohrträgerschichten	à 2 -		6,00 -
3 . 4 = 12	Bohrmineurschichten	à 4,5 -		54,00 -
3 . 7 = 21	Schlepperschichten	à 3,0 -		63,00 -
3 . 8 = 24	Hauerschichten	à 4,0 -		96,00 -
	[Letztere für Profilnachschiessen und Verbauen]			
				246,00 M.
2 . 3 = 6	Maschinistenschichten	à 3,5 M.	21,00 M.	
1 . 2 = 2	Bohrschärferschichten	à 3,2 -	6,40 -	
1 . 2 = 2	Schmiedeschichten	à 3,2 -	6,40 -	
1 . 1 = 1	Dreherschicht	à 3,8 -	3,80 -	
2 . 3 = 6	Schlosserschichten	à 3,0 -	18,00 -	
2 . 1 = 2	Vorarbeiterschichten	à 6,0 -	12,00 -	
2 . 1 = 2	Laufjungenschichten	à 2,0 -	4,00 -	
2 . 1 = 2	Teichwärterschichten	à 2,5 -	5,00 -	
				76,60 -
	Aussergewöhnliche Tagelöhne			5,00 -
	Verwaltungskosten			38,00 -
	Unkosten für Material, Werkzeug, Gezähe, Geräthe etc.			30,00 -
	Summa der täglichen Kosten			395,60 M.

Mithin im Durchschnitt $\frac{395,6}{3,4}$ = rot. 116 M. pro lfd. m.

B. Unkosten pro lfd. m.

An 15 kg Dynamit pro lfd. m incl. Zündschnur und Zündkapseln à 3 M. = 45 Mark.

C. Insgemein.

Für Unfallversicherung der Arbeiter, Errichten von Wohnbaracken, da Ortschaften sehr weit von der Baustelle entfernt sind. Prämienzahlung für die Arbeiter, Anschaffung von Reservestücken etc. pro lfd. m = 29,0 Mark.

Die ganzen Kosten stellen sich also zusammen:

A. Tägliche Kosten an Arbeitslöhnen	116 M.
B. Sprengmaterial	45 -
C. Insgemein	29 -
Summa Summarum	190 M.

Bei den festen Porphyren ist natürlich der lfd. m über 200 Mark gekommen wegen des bedeutenden Sprengmaterialien-Aufwandes.

*) Wegen des schlechten Unterkommens der Arbeiter in entlegener Gegend und der kostspieligen Verpflegung mussten ausnahmsweise sehr hohe Löhne bezahlt werden.

c) Die Wegfüllarbeit.

Die Wegfüllarbeit beschränkt sich auf die Beseitigung der gelösten Massen und Einfällen derselben in die Fördergefässe.

In erster Linie geschieht dies mit der gewöhnlichen Schaufel bei Anwendung solcher Fördergefässe, welche hinreichenden Platz zum Handhaben der Schaufel gestatten.

Die Schaufel ist verschiedentlich geformt, bald dem Vierkant sich annähernd, bald herzförmig mit scharfer Spitze etc. Diese Formen sind unwesentlich und richten sich gewöhnlich nach Art der zu schaufelnden Gesteinsmassen. Spitze herzförmige werden für hartes Gestein und gerade kantige für Kies und Sand benutzt.

Die vortheilhafteste Wegfüllarbeit ist diejenige, welche mit eisernem Bergtrog, auch Fülltrog genannt und mit Kratze ausgeführt wird.

Die Kratze hat ein spitzwinklig gegen das Oehr gebogenes Blatt und ist dreikantig oder herzförmig spitz. In das Oehr kommt ein kurzer Stiel von 0,8 bis 0,9 m Länge mit Wiederhaken versehen zum Festhalten beim Heranziehen der Schuttmassen.

Der Trog, Fülltrog oder Füllkasten wird am besten von starkem Eisenblech genommen.

Derselbe hat die Form einer Schaufel mit senkrecht aufgebogenen Seitenwänden und Rückenwand.

Das Blech der Seitenwände ist in seiner Verlängerung zu einer Rolle umgebogen zur bequemeren Handhabe des Fülltrogs.

Bei der Arbeit setzt man den Fülltrog etwas geneigt und lehnt ihn an die Füsse an; sodann wird mit der Kratze die Geröllmasse heran und auf den Fülltrog gezogen, hiernach hebt man denselben auf und entleert ihn in die Fördergefässe.

2. Befestigungsarbeiten.

a) Verzimmerung.

I. Verzimmerung in Holz.

Um eine Stollenstrecke gegen das Hereinbrechen des Gesteins zu sichern, resp. das Gestein durch einen kunstgerechten Holzeinbau gegen den entstehenden Druck zu unterstützen, wird je nach den Verhältnissen, die nachfolgend beschriebene Verzimmerung eingebracht.

Bei einem Stollen äussert sich der Druck nun entweder von einer Seite, zweien, dreien, oder endlich von allen Seiten. — Kommt der Druck von einer oder zwei Seiten, so haben sich gewöhnlich einige Gesteinsblöcke gelöst, und genügt es, dieselben mit Holz in der Form eines Ständers oder

als Balken zu unterstützen. Bei Druck von drei Seiten ist gewöhnlich die Ursache das starkdrückende Firstgestein, dem die aufgeschlossenen freistehenden Seitenwände des Stollens nicht Widerstand genug leisten können. Bei Druck von allen Seiten droht entweder eine lose Geröllmasse, Sand und Lehm, oder Thon und Sand mit Wasser gesättigt, hereinzubrechen. Hierbei genügt die alleinige Unterstützung durch Balken oder Streben nicht mehr, sondern es müssen auch noch die ganzen Umfassungswände des Stollens sorgfältig mit Bohlen oder Brettern gesichert werden, so dass der Stollenraum kastenähnlich nach allen Seiten hin verschlossen ist, in welchem die eigentlichen Balken und Streben gleichsam das Gerippe des solcher Gestalt gebildeten Holzkastens darstellen.

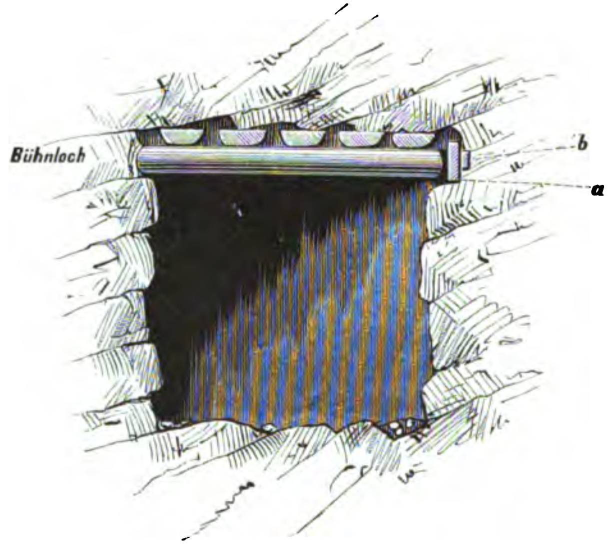


Fig. 111.

Die einfachste Form der Verzimmerung ist die alleinige Sicherung der Firste des Stollens, welche bei kurzklüftigen, horizontal- oder weniger geneigten Gebirgsschichten vorkommt. Figur **111** und **112** zeigen diese Verzimmerung im Querschnitt und Längenschnitt.

Die Firste wird hierbei mit einfachen Stempeln oder sogen. Einstrichen versehen; dies sind Rundhölzer, welche mit dem einen Ende in ein vertieftes Loch, sogen. Bühnloch gestellt und mit dem anderen Ende durch einen Keil von Holz, dem sogen. Anpfahl an den Stoss befestigt werden. Die Stelle für den Anpfahl am Gebirge wird ebenfalls etwas vertieft und zwar so, dass die vertiefte Fläche in der Horizontalebene radial zu dem Fusspunkt des Stempels steht. — Beim Einbringen des Stempels setzt man denselben mit dem einen Ende, dem Fusspunkte, etwas schräg gegen

den Stoss in das Bühnloch und das andere Ende schiebt man dann so in die oben beschriebene Fläche hinein, bis der Stempel senkrecht zum Stoss d. h. den Seitenwänden des Stollens steht. Es muss dann noch so viel Platz übrig bleiben, dass der Anpfahl angebracht werden kann; wie es aus der Figur **111** zu ersehen ist.

a ist der Anpfahl und

b ein Holzkeil, welcher den Anpfahl nochmals fest gegen das Hirnholz des Stempels drückt.

Der Länge des Stollens nach werden diese Stempel in Entfernungen von 0,8 bis 1,5 m angebracht und dann dieselben mit Halbhölzern, Bohlen oder Schwarten überdeckt. Diese Ueberdeckung heisst Verschalung oder Ver-

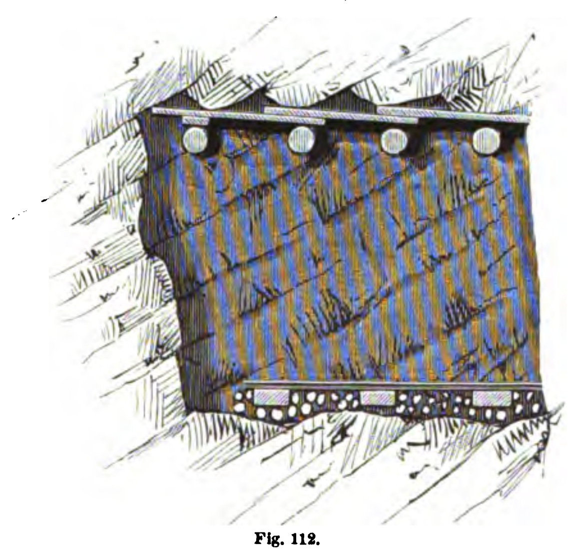


Fig. 112.

ladung. — Sind nicht allein die Firste gegen Druck, sondern auch die Seitenwände zu sichern, so wird gewöhnlich die Thürstockzimmerung angewendet. Zwei etwas geneigte Stempel *a*, *a* sogen. Thürstöcke, Figur **113**, werden an den Seitenwänden, den Stössen, aufgestellt und oben mit einem Balken *b*, der sog. Kappe so überlegt, dass durch den Einschnitt im Stirnholz der Thürstöcke und an beiden Enden der Kappe, die gegenseitige Verspannung erzielt wird.

Die Stösse werden je nach Bedürfniss mit Verschalung oder Verladung versehen.

Der Einschnitt in den Stirnen der Hölzer wird gewöhnlich bei den deutschen Bergleuten die Larve genannt. Derjenige Theil der Kappe, welcher sich passend auf den Kopf des Thürstocks auflegt, heisst Ohr oder Blatt. — Bei Tunnelbauten werden diese Einschnitte weniger angewendet,

sondern die Stempel resp. Thürstöcke ganz senkrecht gestellt und an der Stirn rund ausgehauen, damit das Rundholz der Kappe passend darauf gelagert werden kann, Figur 114. Die Herstellung dieser runden Flächen am Stirnholz nennt man das Holz ausscharren und die runde Fläche selbst

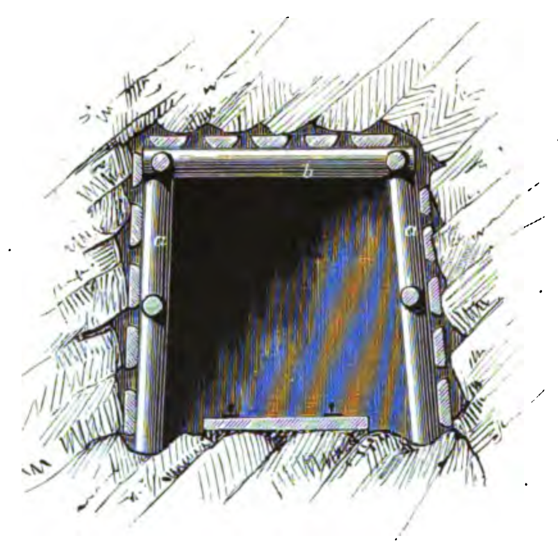


Fig. 113.

die Scharr. Um hierbei die Thürstöcke bei etwaigem Seitendruck gegen das Verschieben zu sichern, das heisst: das Holz in Verspannung zu halten, wird in die Kappe ein Schienennagel *d*, oder eine eiserne Klammer hineingeschlagen. Diese ganze Verbindung ist natürlich nicht so solid, als diejenige mit den Einschnitten, jedoch für kurze Zeit, also bei Strecken, welche bald, nachdem sie aufgefahren, zur Erweiterung des Profils benutzt werden und desshalb eine neue Befestigung erhalten, vollständig ausreichend. Gegen eine Verschiebung in der Längsrichtung d. h. in der Axe des Stollens, dienen die zwischen den Thürstöcken und den Kappen eingeklemmten Hölzer *c*, *c* Figur 115 welche Spannriegel genannt werden. Es ist eine Verriegelung der Langständer ohne Zapfen. Die Spannriegel erhalten nur eine Scharr und werden ausserdem mit eisernen Klammern an die betreffenden Thürstockhölzer und Kappen befestigt.

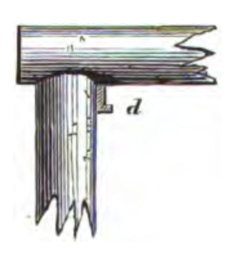


Fig. 114.

Je nachdem es der Gebirgsdruck, welcher durch die Gesteinsverhält-

nisse erzeugt wird, erfordert, braucht nur ein Thürstock oder gar ein halber eingebaut zu werden. Figur 116 und 117 zeigt eine solche Verzimmerung.

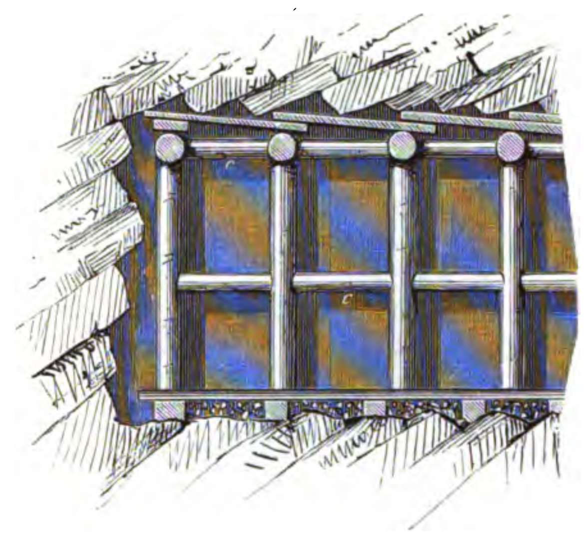


Fig. 115.

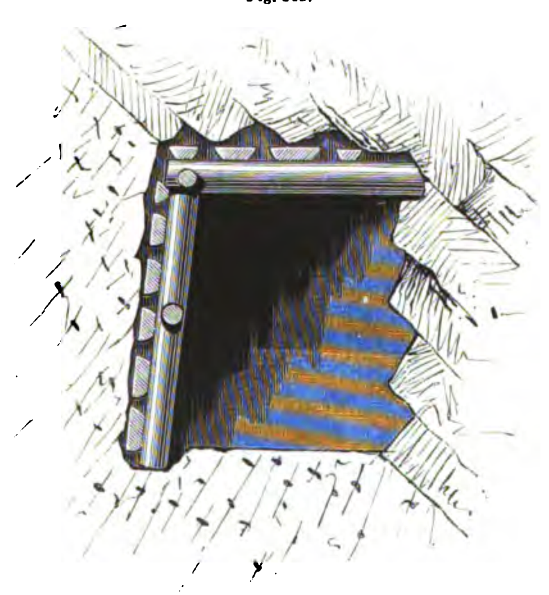


Fig. 116.

Bei dem einen Fall ist der Stollen, wie aus der Figur 116 ersichtlich, auf einem Gebirgswechsel getrieben, so dass die eine Seite aus standfestem

Gebirge besteht und die andere Seite aus verwitterten Geröllmassen, die einer sorgfältigen Unterstützung bedürfen. Bei dem anderen Fall geht ein

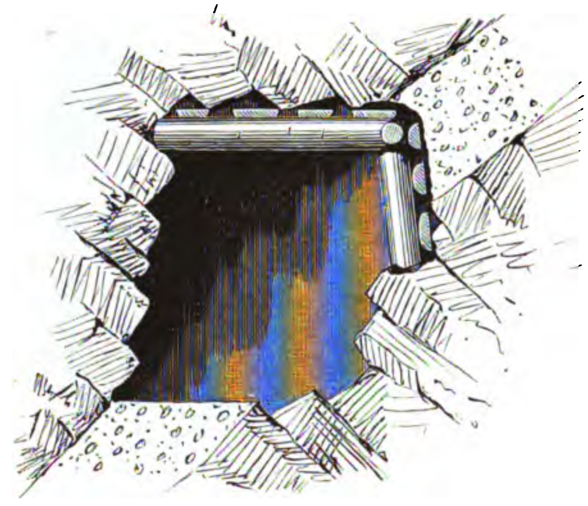


Fig. 117.

Gang oder eine mit weicher Gebirgsmasse ausgefüllte Kluft durch das Gestein. — Die Veranlassung zu der hier nöthigen Bauart ist aus der

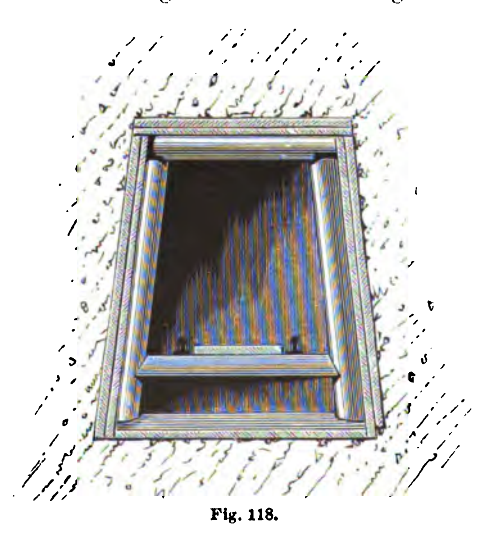


Fig. 118.

Figur **117** deutlich ersichtlich. Ist auch die Sohle schlecht d. h. das Gestein in der Sohle weich, dass sich die Thürstöcke in dieselbe hineinpressen, so werden Hölzer oder Brettstücke unter dieselben, oder auch ein Holz

quer gelegt, welches ebenfalls an den Enden etwas eingeschnitten ist, Figur 118. Diese Hölzer heissen dann Grundsohlen und bilden mit den übrigen Hölzern (Thürstöcken und Kappen) einen vollständigen Rahmen, welcher Gevier genannt wird. Droht der Boden zwischen diesem Gevieren an der Sohle hereinzudringen, so muss auch die Sohle mit Bohlen, Schwarten oder Spalthölzern gesichert werden, d. h. die Sohle bekommt ebenfalls Verzug oder Verladung.

Ist der Druck so gross, dass eine seitliche Verschiebung oder Verdrehung zu befürchten ist, so werden unter die Kappen und auf die Grund-

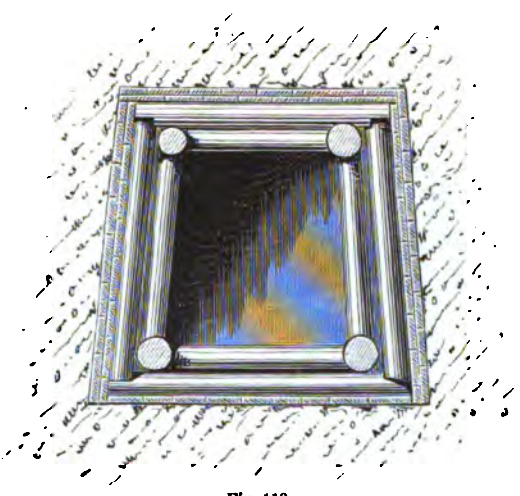


Fig. 119.

sohlen Längshölzer, sogen. Joche gelegt, die nach allen Seiten durch Spannriegel in ihrer Lage gehalten und befestigt werden. Figur 119. Diese Joche oder Langhölzer sind 8 bis 12 m lang und je nach dem mehr oder minder starken Druck vorhanden ist 25 bis 35 cm stark.

Eine andere Art der Verzimmerung bei starkem Druck und nöthiger Weite des Stollens ist die sogen. englische Zimmerung, Figur 120. Hierbei wird in der Mitte unter den Kappen der Unterzug *C* gelegt, dieser durch die Spreizen *D*, *D*, welche wieder auf den Längshölzern *M*, *M* Unterstützung finden, fest unter die Kappen gedrückt. Die Langhölzer *M*, *M* erhalten ihre Unterstützung durch sogen. Hülfsthürstöcke, welche sich an die Hauptthürstöcke anlehnen. Diese Zimmerung hat neben der soliden Befestigungsart des Gebirges den Vortheil, dass grosse und breite Fördergefässe den Stollen passiren oder zwei Geleise angelegt werden können. Eine seitliche Verschiebung der einzelnen Geviere ist hier durch die Verbindung der Langhölzer mit eisernen Klammern ganz ausgeschlossen.

Eine andere Art der Auszimmerung eines Stollens, welcher für zwei

Fördergeleise eingerichtet werden soll, ist aus Figur 121 ersichtlich. Die hierzu nöthigen langen Kappen werden in der Mitte mit einem Langholz dem sogen. Unterzug oder Joch unterstützt und dieses wieder mit kräftigen Ständern gegen die Sohle verspreizt. Diese Zimmerung ist für zwei Geleise noch vortheilhafter als die sogen. englische Zimmerung.

Bei den bisher beschriebenen Verzimmerungsarten ist eine Befestigung in der Richtung der Axe des Stollens durch Spannriegel Figur 114 unbedingt erforderlich.

Sehr schwierig wird die Zimmerung bei rolligem oder gar schwimmendem Gebirge, bei welchem die Getriebezimmerung angewendet wird. Diese Zim-

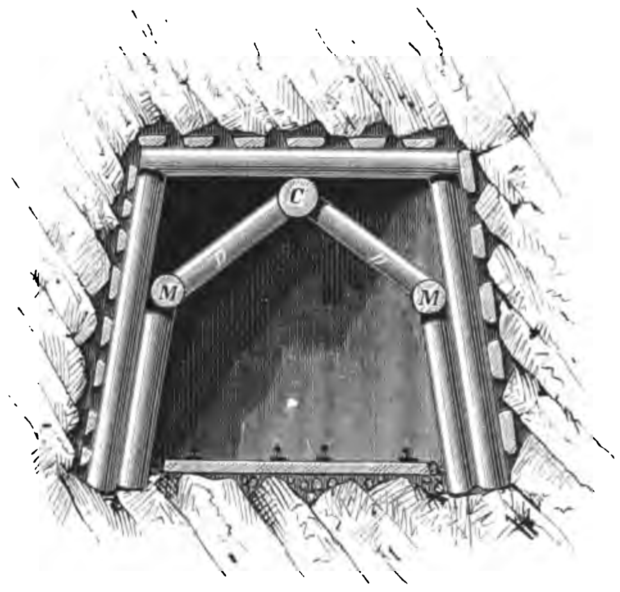


Fig. 120.

merung hat bei dem Vortreiben der Strecken im schwimmenden Gebirge auf der Friedrichsgrube zu Tarnowitz die höchste Ausbildung erfahren und gilt noch bis jetzt in allen ähnlichen Fällen als die solideste und am besten ausführbare Auszimmerungsmethode.

Das schwimmende Gebirge besteht entweder aus feinem Sand, Mergel oder feinem Thon, in allen Fällen mit Wasser gemischt. Hierdurch nimmt das Gebirge die Bewegungen eines flüssigen Schlammes an und wird desshalb schwimmend genannt. Es ist wohl selbstverständlich, dass der Vortrieb eines Stollens in diesem Gebirge sehr schwierig ist und besondere Geschicklichkeit und Umsicht zur Ausführung solcher Arbeiten gehören. — Die geringste Unachtsamkeit hat oft bei solchen Fällen das grösste Unglück

hervorgerufen und nicht selten sind solche Arbeiten, die schon bedeutende Kosten verursacht und jahrelang betrieben wurden, durch den Einbruch der Zimmerung ganz zum Erliegen gekommen.

Die Getriebezimmerung ist dem Wesen nach folgende:

Es werden ca. 2 m lange Pfähle aus Brettern bestehend, dicht an einander passend, in das Gebirge hineingetrieben und zwar nach dem Ortsstoss zu divergirend, so dass ein umgekehrt pyramidaler Raum abgegrenzt wird, aus welchem das Gebirge herausgeholt und dann der leere Raum gehörig verzimmert wird. Diese Gesammtarbeiten werden Abtreibearbeiten genannt und ist hierbei die Anbringung der Zimmerung die Hauptsache,

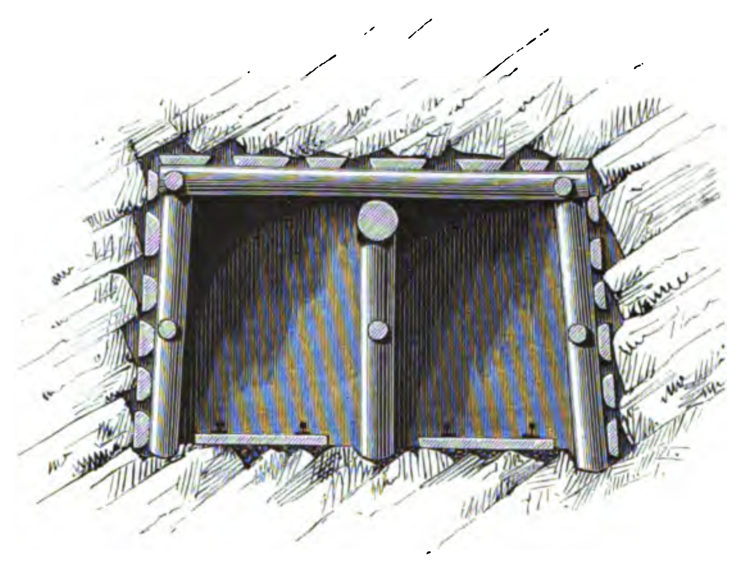


Fig. 121.

da diese sehr passend und in jeder Hinsicht solid ausgeführt werden muss. — Die hierzu nöthigen sogen. Abtreibepfähle bestehen gewöhnlich aus Kiefern- jedoch auch aus Eichenholz; letzteres ist wegen seiner grösseren Haltbarkeit vorzuziehen. Die Pfähle sind einseitig nach Innen zu geschärft und glatt geschnitten, bei mit Wasser gesättigtem Gebirge, sogar passend gehobelt. Die Stärke derselben schwankt zwischen 2 und 5 cm und die Breite zwischen 15 bis 25 cm.

Der eigentliche Gang der ganzen Arbeit ist etwa folgender:

Von dem Gevier *C* aus, Figur 122, sind die Abtreibepfähle *p* in die Firste und den Stössen hineingetrieben. Hierbei ist angenommen, dass das Stollenort bis dahin erst vorgerückt war. Sobald nun die Pfähle etwa eine Kleinigkeit über *D* hinaus stehen, wird der Stollen bis dahin heraus-

genommen, dabei dann das Hülfsgevier *D* gesetzt, welches dazu bestimmt ist, die Pfähle beim weiteren Hineintreiben zu unterstützen und in ihrer divergirenden Lage zu erhalten. Ist dieses geschehen, so werden die Pfähle weiter getrieben, der Ortsstoss nachgenommen und das Gevier *B* gesetzt, dabei der Raum für die neuen Abtreibepfähle durch die Pfandkeile *a, a* gehörig gesichert, um die beschriebene Operation von Neuem beginnen zu können. Sodann wird wieder das Hülfsgevier *A* und hiernach das neue sogen. Ansteckgevier *E* gesetzt u. s. w.

Ist das Gebirge sehr schlecht, so müssen nicht allein die Stüsse durch solche Getriebarbeit gesichert, sondern auch noch die Brust des Stollens sorgfältig mit Brettern verzogen werden. Diese heissen dann Zumachbretter

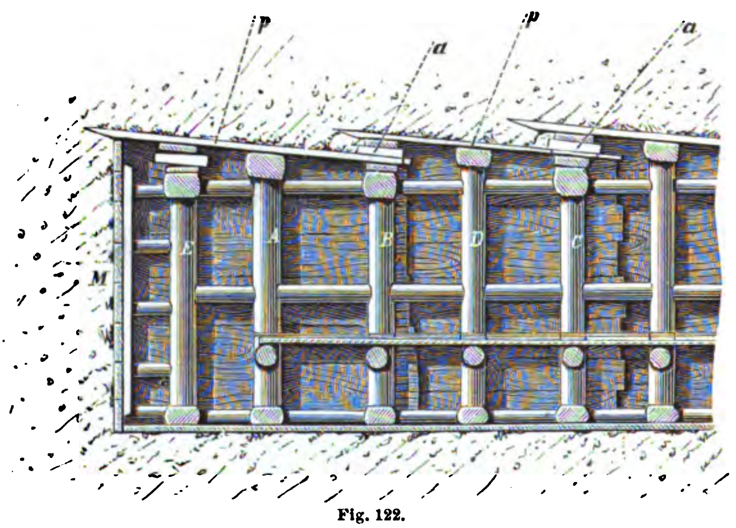


Fig. 122.

und werden durch kleine Bolzen gegen das letzte Gevier *E* abgespreizt. Die Sohle erhält hierbei ebenfalls einen sorgfältigen Verzug mit Brettern, dem sogen. Getäfel. In den meisten Fällen muss auch wegen des Auftreibens der Sohle d. h. wegen des Druckes von unten, hier ebensolche Getriebarbeit gemacht werden als in der Firste und den beiden Stössen.

Die Vornahme der eigentlichen Getriebearbeit ist nun folgende:

Betrachten wir erst den Stand der Zimmerung bei Beginn der Arbeit. Das Stollengevier Figur 123 ist wie aus dem Längenschnitt Figur 122 ersichtlich ist, dicht vor Ortstoss eingebaut und die Brust und Stösse sind dicht verschlossen. An den Seiten und in der Firste ist auf dem Gevier *E* noch so viel Platz übrig, dass die Pfandkeile *a, a* Figur 122 zwischen die Thürstöcke, Kappen und der vom vorhergehenden Ansteckgevier ausgetriebenen Pfähle befestigt werden können. Diese Pfandkeile dienen zur Offenhaltung des Raumes für die folgenden Abtreibepfähle. Auf dem Gevier selbst

sowohl als unter den Abtreibepfählen liegen der Länge nach Brettstücke (Pfandbretter) Figur 123 um einestheils durch Vortreiben der Pfandkeile die Geviere in ihrer Lage zu halten, und anderntheils die Abtreibepfähle

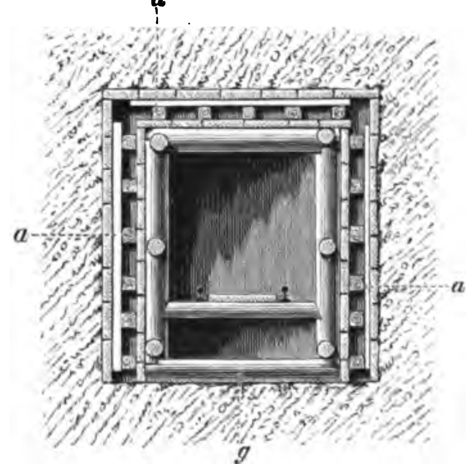


Fig. 123.

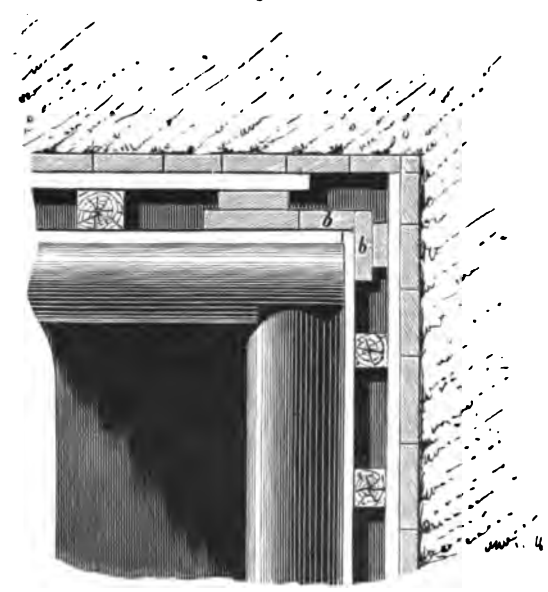


Fig. 124.

gegen das Herunterdrücken zu sichern sobald die einzelnen Keile der Reihe nach fortgenommen werden.

Es wird nun in einer Ecke Figur 124 mit der Treibarbeit angefangen

und zu dem Zwecke in den Zumachebrettern eine Oeffnung gehauen, damit die neuen Getriebepfähle auf der Ecke *b*, *b* für welche man die Pfandkeile weggenommen hat, bis auf ihre halbe Länge in das Gebirge hineingetrieben werden, ebenso geschieht es mit der anderen Ecke.

Die Ecktreibpfähle sind am vorderen Ende um so viel breiter, als die Entfernung zwischen Geviert und der hinteren Seite der Stosspfähle ausmacht; sie verursachen dadurch die pyramidale Form des Kastens, welcher

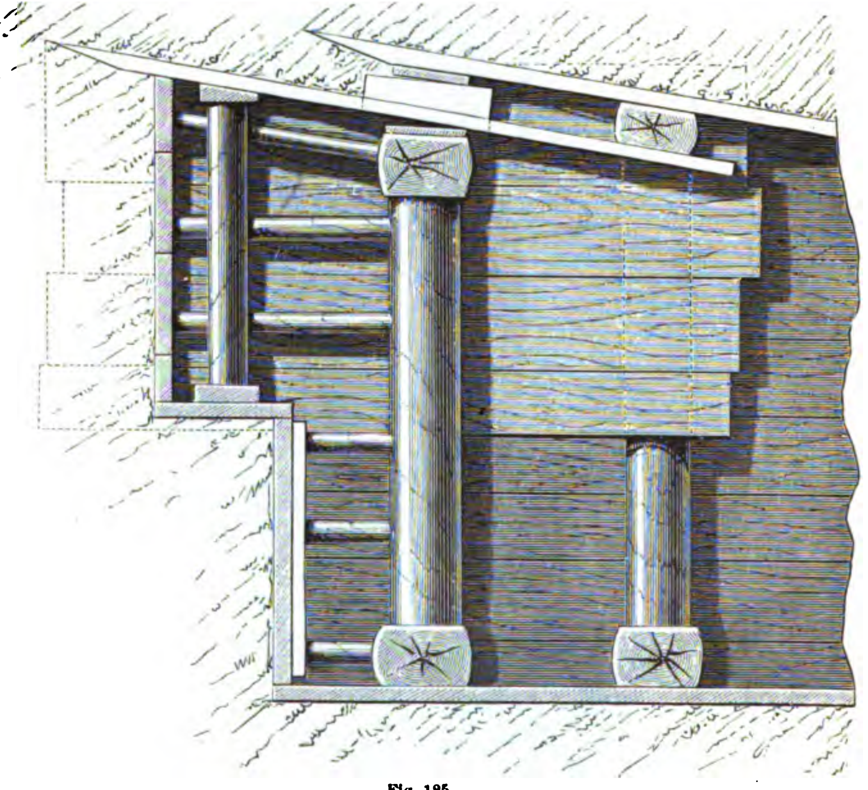


Fig. 125.

durch die Treibpfähle gebildet wird. Diese Form ist nöthig, um First und Stösse bei dem nöthigen grossen Raum für ein neues Ansteckgevier, vollständig zu decken.

Hierauf werden die Pfandkeile auf der Kappe der Reihe nach entfernt und dann die Pfähle, hineingesteckt und vorgetrieben. Ebenso macht man es mit den Pfählen, welche vorerst in der halben Höhe auf den beiden Stössen in das Gebirge hineingetrieben werden.

Ist auf diese Weise der obere Theil des Gebirges durch eingetriebene

Pfähle abgeschlossen, so nimmt man das oberste Zumachebrett vom Ortsstoss fort und lässt das Gebirge hereinquellen. Nach kurzer Zeit wird das Zumachebrett um 15 bis 20 cm weiter nach Vorwärts wieder hingestellt und mit einem Bolzen gegen das letzte Gevier befestigt, Figur 125. Nun geht es mit dem folgenden Brett wieder so, bis herunter auf die Sohle, nachdem vorerst auch die andern Hälften der Ortsstösse durch Abtreibepfähle gesichert sind. Sehr oft muss in halber Höhe auf einige Stunden die Arbeit eingestellt werden, um dem Wasser Ausgang zu verschaffen und zu verhüten dass Bewegung in das Gebirge kommt. Die etwa noch offen stehenden Zwischenräume werden dann je nach Art des Gebirges mit Stroh oder Reisig ausgestopft; sie bilden eine Art Seiher, um dem Wasser freien Durchzug zu verschaffen. Ist nun der Ortsstoss um die halbe Pfahllänge fortgerückt, so wird vorerst das Mittelgevier gestellt um die Getriebepfähle zu unterstützen und in ihrer divergirenden Lage zu erhalten. Ist das Gevier gehörig befestigt, so werden dann die Pfähle nach einander wieder weiter in das Gebirge hineingetrieben und die Operation vor Ortsstoss wiederholt sich so oft bis die Abtreibepfähle auf die ganze Länge in das Gebirge hineingetrieben sind und wieder hinreichend Platz für ein neues Ansteckgevier vorhanden ist. Bei dem Eintreiben der Pfähle nachdem das Mittelgevier gestellt und befestigt ist, müssen die zur Befestigung dienenden Keile bei jedem einzelnen Treibpfahle selbstverständlich gelüftet werden.

Nicht immer geht jedoch die Arbeit in der vorbeschriebenen Weise so glatt und ohne Störung vor sich, sondern es treten mannigfache Schwierigkeiten auf. So kommt es vor, dass der Druck vor Ortsstoss so stark ist, dass es rathsam erscheint, die Zumachebretter so einzurichten, dass sie nur bis zur Mitte des Ortsstosses reichen, dass also derselbe bei der Vortreibarbeit in zwei Hälften getheilt wird. Die Zumachebretter werden dann in der Mitte des Ortsstosses abgebolzt gegen einen Stempel, welcher in der Mitte vor das Ansteckgevier gestellt wird und den Namen „Bremsstempel“ erhalten hat.

Eine andere Methode den Ortsstoss fortzutreiben ist die durch Pflöcke, welche dicht neben einander in das Gebirge hineingetrieben werden. Nach Karstens und v. Dechen's Archiv Bd. 25 I. pag. 119 ist die in Figur 126 dargestellte Methode mit ausserordentlich gutem Erfolg in St. Voast im Hennegau und zu Engins an der Nouvelle-Montagne zur Anwendung gekommen. Die Brust und Sohle werden durch 0,9 bis 1,2 lange Pflöcke, welche am Kopfe 78 bis 105 mm Stärke haben, vorgetrieben resp. befestigt und die First und Stösse durch Pfähle abgetrieben. Bei dem successiven Vorschlagen der einzelnen Keile wird Moos und Heu vor dem Pflock in das Gebirge hinein getrieben, um einen dichten Verschluss herzustellen. Hierauf folgt eine Holz an Holz stehende Auszimmerung *a*, *a* nach. Der

tägliche Stollenfortschritt betrug bei dieser Methode 1 lfd. m, während derselbe bei der anderen Methode pro Woche so viel betrug.

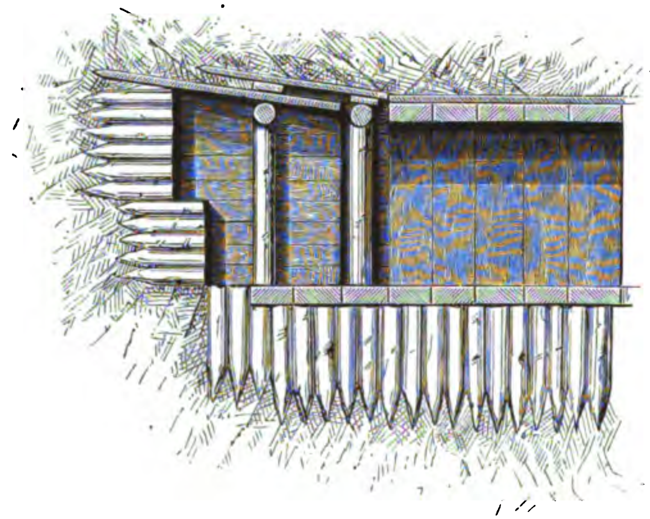


Fig. 126.

Der Holzverbrauch der Getriebezimmerung ist enorm. Derselbe betrug z. B. im Friedrichsstollen bei Tarnowitz auf 100 cbf erschlossenen Raum.

1. bei mildem rolligen Gebirge . . 25,8 cbf
2. bei schwimmendem Gebirge . . 56,8 -

II. Verzimmerung in Eisen.

Auf den meisten Gruben spielt jetzt die Verzimmerung in Eisen eine grosse Rolle wegen ihrer Billigkeit und Dauerhaftigkeit. Gewöhnlich wird dieselbe hergestellt aus zwei gebogenen Eisenbahnschienen Figur 127. Jedes Schienenstück giebt einen Thürstock und eine halbe Kappe ab und werden dann die Enden verlascht. — Ist viel Druck in der Firste, so kann man die Schienen so biegen, dass das Firstenstück ganz bleibt und die Verlaschung an den Seiten erfolgt; natürlich muss dann das Gevier aus 3 Stücken bestehen. Figur 128. Auch gusseiserne Träger und T-Eisen werden häufig zur Verzimmerung der Füllörter angewendet. Für den Tunnelbau resp. für das Auffahren des Richtstollens hat die eiserne Auszimmerung in sofern Wichtigkeit, als sie zur provisorischen Zimmerung bei einem raschen Vorwärtsbetrieb des Stollens benutzt wird, um hinterher einem kräftigen Holzeinbau, der sich für die ferneren Ausbruchsarbeiten besser eignet, Platz zu machen.

Ist bei ziemlich flach liegenden Gebirgsschichten mit Klüften ein

breiter Stollen aufzufahren, so ist es nöthig die druckreiche Firste sogleich provisorisch zu verzimmern. In diesen Fällen ist mit gutem Erfolg eine

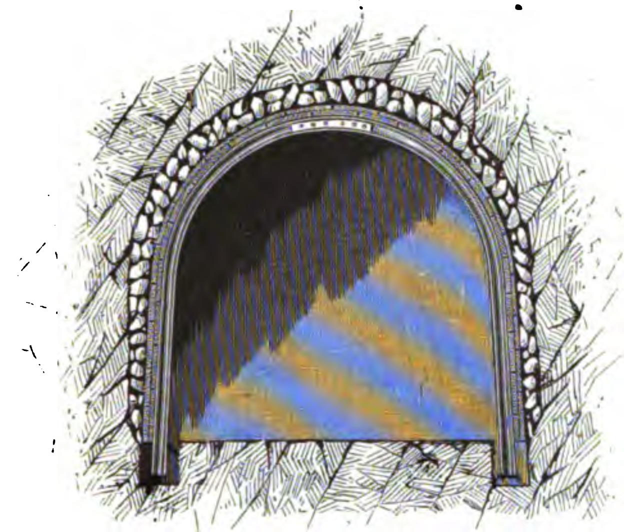


Fig. 127.

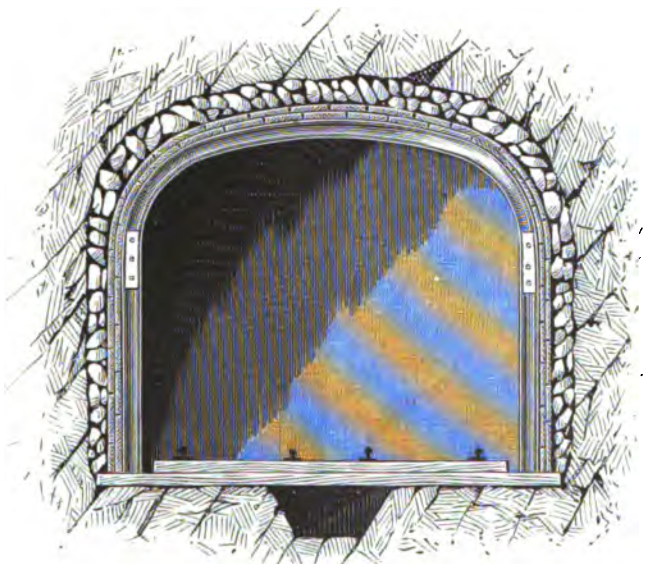


Fig. 128.

Thürstockzimmerung mit eisernen Kappen verwendet worden, Figur 129. Die Thürstöcke bekommen einen Einschnitt in das Hirn, zur Aufnahme

der eisernen Kappe aus einer alten Eisenbahnschiene oder aus doppelt **T**-Eisen bestehend. Unterhalb des Einschnittes erhält jeder Thürstock einen eisernen Ring, damit derselbe durch den Druck der Kappe nicht spaltet. Bei sehr starkem Druck wird dieselbe auch wohl mit einer kleinen Eisenplatte unterlegt, damit sich das schmale Eisen der Kappe nicht so leicht in das Hirnholz hineindrücken kann.

Auch bei der Abtreibearbeit ist in verschiedenen Gruben die eiserne Zimmerung in Verbindung mit eisernen Abtreibepfählen zur Verwendung gekommen, z. B. auf dem Alaunwerk zu Freienwalde und auf der Braunkohlengrube zu Riestädt. Auf dem erstgenannten Werke wurde die Arbeit nach Serlo, Bergbaukunde etc. folgendermaassen vorgenommen:

Man stellte in Entfernungen von 52 cm, aus 3 Stücken bestehende eiserne Bogen auf und benutzte eiserne Pfähle von 2,197 m Länge 105 mm

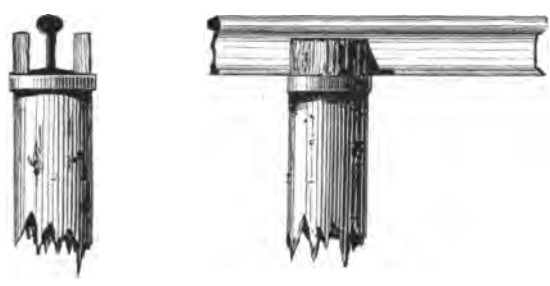


Fig. 129.

Breite, in der Firste 13 und sonst 7 mm Dicke zum Abtreiben. Die eisernen Bogen hatten ein eisernes Sohlenstück, den Fuss, auf welchem die zwei Bogenstücke vermittelst Zapfen eingesetzt wurden. Die Verbindung dieser zwei Bogenstücke geschah in der Mitte der Firste durch zwei Schraubenbolzen. Der Ortsstoss wurde ebenfalls mit eisernen Platten zugestellt, die gegen einen in der Mitte des Orts aufgestellten Bremsstempel abgebolzt waren. Die Ausmauerung der Strecke folgte dicht dahinter her.

b) Ausmauerung der Stollen.

I. Verschiedene Arten der Mauerung.

Sind Stollen oder Strecken auf einer Lagerstätte zu erhalten, welche seitlich davon abgebaut und deren leerer Raum wieder mit Bergen versetzt ist wie Figur 130 darstellt, so müssen die Stösse der grösseren Haltbarkeit wegen, falls die Erhaltung auf lange Zeit hin geschehen soll, ausgemauert werden, um das Dach zu unterstützen und vor dem Herunterbrechen zu bewahren. — Man kann nun diese Unterstützungsmauern aus Bruchsteinen ohne Mörtel oder mit Mörtel herstellen. Seltener werden Ziegel

oder gar bearbeitete Steine dazu genommen. In den meisten Fällen wird das, an Ort und Stelle gewonnene Material verwendet. Sind die Steine nicht sehr lagerhaft, so muss die Mauer in Mörtel aufgeführt werden. — Der untere Theil dieser Mauer heisst Fuss, die nach dem Stolleninneren zugekehrte Seite die Stirn, und die abgekehrte Fläche der Rücken. Bei stärkerem Druck wird die Mauer sehr oft auch mit gekrümmter Stirnfläche ausgeführt, namentlich wenn auch etwas Seitendruck vorhanden ist.

Ist die Firste bröcklich, so lege man an diesen Stellen unter die Firste Stücke von alten Eisenbahnschienen als Kappen auf die Mauer und gebe

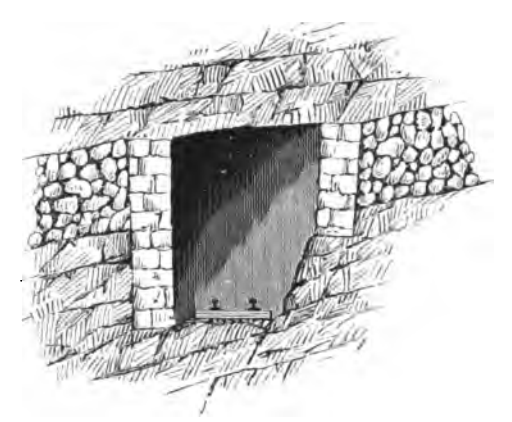


Fig. 130.

der Firste einen Verzug von Tannenstangenholz oder Bohlen. Letztere kommen haupsächtlich da zur Anwendung, in einer Gegend, wo nur Laubhölzer vorhanden sind.

Diese genannten Arten von Mauerwerk werden bei Bergwerksbetrieb „Scheibenmauerwerk“ genannt.

Ist das Gebirge stark einfallend und die Stollenstrecke ziemlich breit z. B. bei zweigeleisigen Stollen, Füllörtern, mächtigen abgebauten Gängen u. s. w. so muss gewöhnlich die Firste gesichert werden, während die Stösse standfähig sind und keiner weiteren Versicherung bedürfen. Dieser Fall ist in Figur 131 dargestellt. Man nimmt also hierbei kein halbkreisförmiges Gewölbe sondern nur ein Segment eines Kreises, ein sogen. gedrücktes Gewölbe oder eine Stichkappe. Die Construction ist so zu wählen, dass der Druck in das Innere des Gebirges übertragen wird. Jemehr sich das Gewölbe dem Halbkreis nähert, um so mehr wird der Druck auf die beiden Stösse übertragen, die schliesslich bei einem ganz halbkreisförmigen Gewölbe gar keine genügende Sicherheit mehr bieten würden.

Die Fläche des Gebirges, auf welchem der Fuss dieses gedrückten

Gewölbes zu stehen kommt, muss durch Schlägel und Eisen vorher radial bearbeitet werden, damit ein Abgleiten des Fusses vermieden wird.

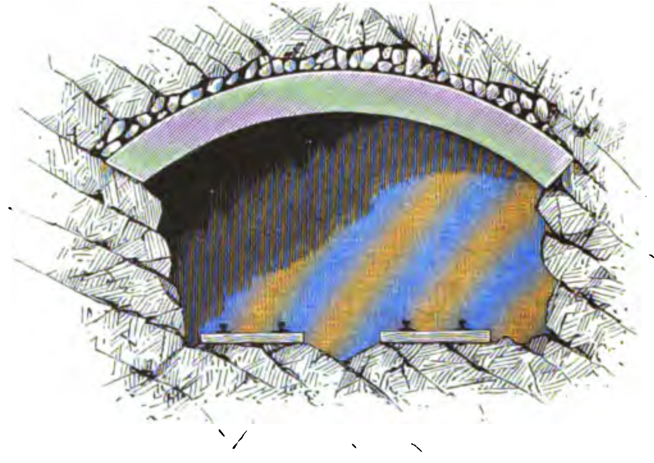


Fig. 131.

Tritt der Fall ein, dass Firste und Stösse unterstützt werden müssen, d. h. dass der Druck des Gebirges nicht allein von oben, sondern auch von beiden Seiten sich äussert, so muss das Gewölbe wie in Figur 132 dargestellt, angewendet werden. Die Stösse erhalten hiernach eine senkrechte

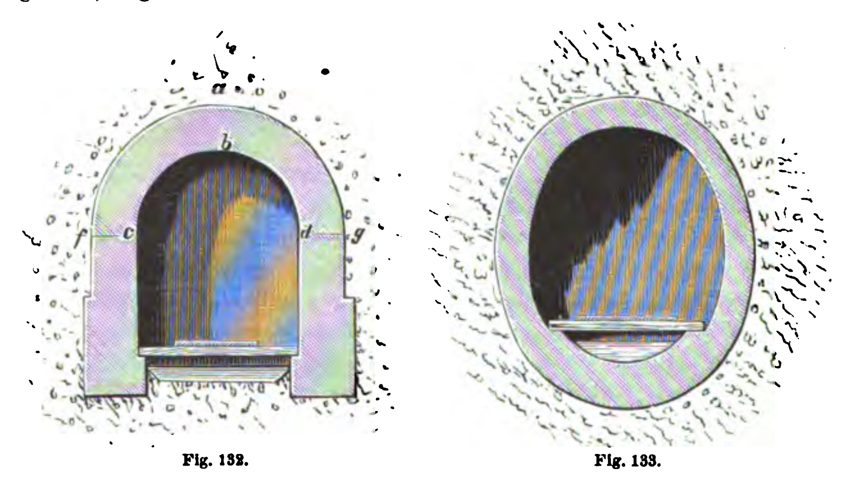


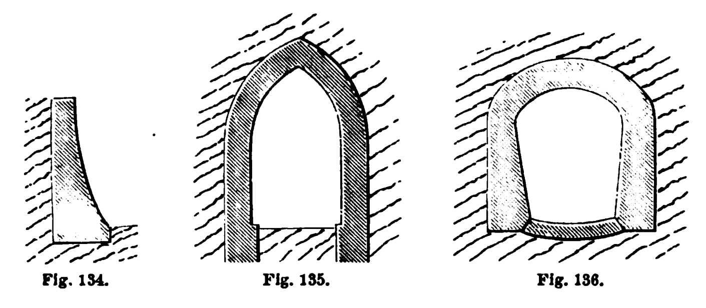
Fig. 132. Fig. 133.

Scheibenmauer und auf diese stützt sich ein halbkreisförmiges Gewölbe, welches den Druck der Firste aufnimmt. Dieses Gewölbe, welches im Ganzen aus einem halben Cylinder besteht, wird ein Tonnengewölbe ge-

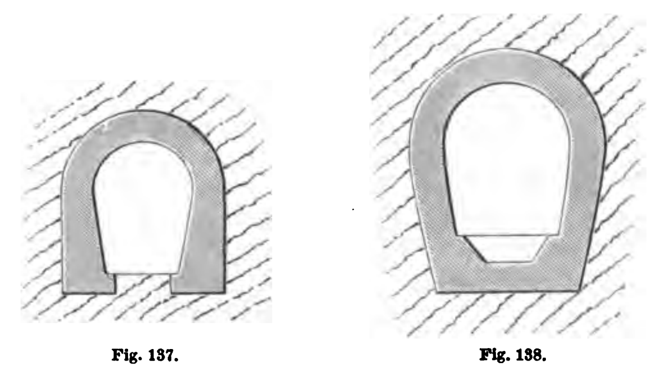
nannt. Bei demselben kommen noch folgende Bezeichnungen vor, die auch für andere Formen von Gewölben angewendet werden.

b, Scheitel	des Gewölbes
a, *b* die Stärke im Scheitel	- -
f c und *d g* die Kämpfer	- -
die Fläche *c b d* die Laibung	- -
die Fläche *f a g* der Rücken	- -
die vordere Fläche *f c*, *b a*, *d g* die Stirn	- -
c d die Spannweite	- -

Ausserdem werden die beiden das Gewölbe unterstützenden Scheibenmaueren, die Widerlager des Gewölbes genannt. Dieselben werden oft etwas


Fig. 134. Fig. 135. Fig. 136.

nach Innen gestellt oder erhalten ebenfalls eine gebogene Stirn d. h. Innenfläche, damit sie auch dem etwa vorkommenden Seitendruck besser wider-


Fig. 137. Fig. 138.

stehen können; der Seitendruck wird dann mehr auf die Sohle des Stollens übertragen. — Ist schliesslich der Druck von allen Seiten vorhanden, so wird der Stollen ringsum ausgemauert. — Dies geschieht gewöhnlich wie Fig. 133 zeigt, in Form einer elliptischen Ausmauerung. Die vorhin erwähnten gekrümmten Widerlager werden sehr oft mit dem Gewölbe in dieser elliptischen Form ohne Anschluss des Gewölbes in der Sohle ausgeführt,

Die Sohle des vollen elliptischen Gewölbes resp. das sog. Sohlengewölbe wird etwas stärker gemacht, damit die beiderseitigen Auflager für das Gestänge erhalten werden können.

Die am häufigsten zur Anwendung kommenden Formen von Ausmauerungen der Stollen sind in den Figuren 134—138 schematisch dargestellt.

Figur 134. Gekrümmte Scheibenmauer für schwachen Seitendruck ohne Firstendruck.

Figur 135. Spitzbogen für starken Firstendruck.

Figur 132. Tonnengewölbe mit geraden Widerlagern für schwachen Firstendruck.

Figur 136. Korbbogenförmiges Firstengewölbe mit schrägen Widerlagern für Firsten und Seitendruck.

Figur 137. Kreisbogenförmiges Gewölbe mit gekrümmten Widerlagern deren Rücken senkrecht steht; ebenfalls für starken Firsten- und Seitendruck.

Figur 138. Ei- und Ellipsenform für starken Druck von allen Seiten.

II. Ausführung der Mauerung.

Wird die Scheibenmauerung für die Stösse trocken ausgeführt, so müssen nur gute lagerhafte Steine dazu verwendet werden, d. h. solche Steine, welche annähernd zwei parallele Lagerflächen haben. Eine zu den Lagerflächen senkrecht stehende, bearbeitete oder natürliche Fläche, welche in der Vorderseite [Stirnseite] der Mauer sichtbar ist, heisst Kopffläche des Steins. Von Zeit zu Zeit müssen bei einer Trockenmauer, wenn sie nicht sehr stark ist, Steine, welche ihrer Länge nach die ganze Mauerstärke ausmachen, eingelegt werden, um die Haltbarkeit der Mauer zu erhöhen. Diese Steine werden „Binder“ genannt. Alle kleinen Räume, welche durch das sich nicht vollständige Decken der Steine entstehen, müssen sorgfältig mit kleinen Steinen ausgefüllt [verzwickt] werden. Wird die Mauer als Mörtelmauer aufgeführt, so nehme man einen schwach hydraulischen Kalk bei Wasser in der Sohle natürlich einen stark hydraulischen, so weit die Mauer vom Wasser berührt wird.

Die Scheibenmauern, sobald sie auch etwas Seitendruck haben, müssen mit ihrem Fusse in das Gebirge hineingelassen werden, d. h. es muss für sie in der Sohle des Stollens etwas Fundament ausgegraben werden, damit sie sich nicht verschieben können; ebenso ist für dasjenige Stück Mauer, welches nur zum Theil den Stollenstoss ausmacht, in dem Gebirge selbst ein guter Fuss auszuarbeiten, bestehend aus einer absatzförmigen Fläche, welche nach hinten zu geneigt ist. — Bei senkrechten Scheibenmauern, Trocken- als auch Mörtelmauern, werden zu ihrer Ausführung Loth, Schnur und Richtscheit genommen. Sobald jedoch die vordere Stirn nach irgend einer Curve gemauert werden soll, müssen Schablonen auf-

gestellt werden, d. s. zwei Brettstücke, an welchen die Form der Curve geschnitten ist. — Zur Anfertigung dieser Schablonen wird auf einer glatten Fläche, Reissboden, die Curve in ihrer natürlichen Länge und Gestalt auf das zur Schablone dienende Brett gezeichnet und zugleich eine Senkrechte auf die Axe der Curve construirt, so dass die hintere Seite dieser Brettschablone die Senkrechte oder eine Parallele zu derselben und die vordere Seite die Curvenlinie bildet, Figur 139.

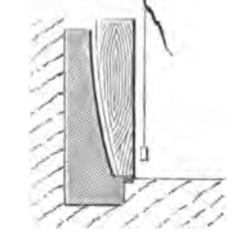


Fig. 139.

Man mauert nun den sog. Sockel bis zur Höhe der Sohle, Figur 139, legt dann ein kantiges Stück Holz in die Höhenlage, welche der Sohle des Stollens vorgeschrieben ist, und stellt auf dieses kantige Stück Holz [Schablonenschwelle] die zwei Schablonen nach dem Lothe auf und zwar in derjenigen Entfernung, in welcher Länge jedesmal die Ausmauerung vorgenommen wird. Bei der Ausführung wird dann in kleinen Zwischenräumen von 0,2 bis 0,3 in der Höhe, auf der Curvenseite eine Schnur gespannt, wonach sich die Maurer mit dem Legen der Steine richten.

Zur Ausführung der Gewölbe bedarf es einer besonderen Rüstung, welche entweder von Holz oder von Eisen hergestellt wird. — Diejenigen Unterlagen von Holz oder Eisen, welche nach der Curve die das Gewölbe erhalten soll, bearbeitet sind und auf welchen das Gewölbe aufgemauert wird, heisst der „Lehrbogen“. Derselbe muss so beschaffen sein, dass er nicht allein die Last der Gewölbemauerung zu tragen im Stande ist, sondern er muss auch noch so stark sein, dass er dem Gebirgsdruck, welcher sogleich auf die Mauerung stattfindet, widersteht. Sodann müssen dieselben nach Fertigstellung und Schluss des Gewölbes sehr leicht wieder herausgenommen werden können. Ferner müssen die Construction und Unterstützungstheile der Bogenstücke so einfach gemacht werden, dass sie der freien Passage unterhalb der Wölbearbeiten den nöthigen Raum gestatten.

Bei flachen Gewölben von ziemlicher Spannweite hatte man früher starke Hölzer, die nach der Curve geschnitten waren, verwendet und sie durch ein Sprengwerk unterstützt, allein diese Anordnung erfordert viel Raum und ist ebenso umständlich als schwer zu handhaben.

Am besten eignen sich die, auch bei Tunnelbauten so häufig in Anwendung gebrachten Bohlenbogen. Dieselben bestehen aus 5 bis 8 cm starken Bohlen, gewöhnlich harten Holzes und sind wie folgt zusammengesetzt: Man schneidet aus Bohlen einzelne Segmente aus und legt dieselben so übereinander, dass die Stossfugen zweier Segmente auf die Mitte der darunter liegenden Bohle zu liegen kommen. Figur 140. Die Bohlenstücke werden dann mit einander verschraubt, wie es aus der Figur ersichtlich ist. Bei sehr starkem Gebirgsdruck nimmt man 3 Bohlenstücke überein-

ander und bei mässigem Druck 2 Bohlenstücke. Die Schrauben erhalten noch Unterlagen von Eisen sog. Laschen, damit sie sich nicht so in das Holz eindrücken können, überhaupt das Ganze eine festere Verbindung erlangt. — Bei Gewölben mit grösseren Spannweiten erhalten die Bohlen bogen auch wohl noch in der Mitte eine Verstärkung durch einen Unterzug mit Ständern. — Zur Unterstützung resp. Auflagerung der Enden der Lehrbogen dienen die sog. Lehrwände; dieselben sind Rahmen und bestehen aus einer Schwelle Figur 140 und dem Holm *b* mit den Stielen *c*, *c*. Auf beiden Seiten wird diese Lehrwand auf den Sockel der Mauerung oder einer sonstigen festen Unterlage aufgestellt und auf den Holmen

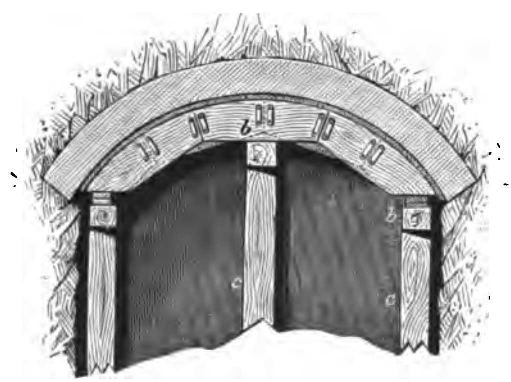


Fig. 140.

derselben die Lehrbogen. Diese werden wiederum mit 2 glatt gehobelten Keilen aus hartem Holz unterlegt [Wölbekeile], um vermittelst derselben die Lehrbogen erstens: in die richtige Lage zu bringen und zweitens: nach Fertigstellung des Gewölbes zu lüften, damit sie dann bequem herausgenommen werden können.

Man stellt die Lehrbogen, jenachdem Druck des Gebirges zu erwarten ist, 0,8 bis 1,5 m von einander entfernt auf und bedeckt sie mit Schaallatten, successive mit dem von beiden Kämpfern aufwärts aufgeführten fortschreitenden Gewölbemauerwerk. Die Schaallatten erhalten eine Stärke von 5 bis 8 cm und eine ebensolche Breite. Ferner erhalten die Lehrbogen einen Längsverband durch zwischen denselben befestigte Bolzen oder Unterzüge.

Die Mauerung der flachen Gewölbe besteht entweder aus Bruchsteinen oder Ziegelsteinen, seltner aus behauenen Quadern. Bei ersteren sorge man für einen guten Verband und Abgleichen der einzelnen Schichten, so dass die Lagerfuge radial steht. Zu dem Zwecke müssen die Maurer eine kleine hölzerne Schablone stets zur Hand haben. Noch wichtiger ist das Arbeiten nach der Schablone bei Ziegelsteinen. — Der Rücken des Gewölbes ist,

falls das Gebirge feucht ist, sorgfältig mit einer Cementschicht abzugleichen und die über dem Gewölbe befindlichen hohlen Räume mit Steinen auszupacken.

Wird in diesem Falle Wasserzudrang befürchtet, so lässt man am Kämpfer kleine Oeffnungen um denselben freien Ablauf zu verschaffen.

Bei Gebirgsdruck von der Firste und den Stössen, wo also die in Figur 137 dargestellte Mauerung in Anwendung kommt, sind in früheren Zeiten die sogen. Schrottbogen als Lehrbogen genommen worden. Dieselben bestehen aus einem Thürstockgeviert, auf welchen die nach der Wölbelaibung passende Curve geschnittenen Bohlenstücke aufgenagelt wurden. Diese Lehrbogen sind jedoch in neuerer Zeit durch die überall in Gebrauch befindlichen eisernen Lehrbogen verdrängt worden. In der ersten Zeit nahm man gusseiserne Bogen, welche aus einzelnen Segmentrahmen bestanden und die aufeinander geschraubt wurden. Jetzt gebraucht man fast nur die aus doppelt **T**-Eisen oder **U**-Eisen bestehenden Lehrbogen, die aus 2,3 oder mehr. Theilen zusammen gesetzt sind, welche mit Laschen und Bolzen verbunden werden.

Die Ausmauerung der beiden Stösse und der First, welche bei eingeleisigen Stollen am häufigsten vorkommt, geschieht entweder mit bearbeiteten Quadersteinen oder Ziegeln. Bei letzteren wird das Gewölbe aus einzelnen übereinanderliegenden Ringen von halber Steinstärke ausgeführt.

Schwieriger ist die Ausführung der Mauerung in der, in der Figur 138 dargestellten, elliptischen Form oder Eiform. Hier wird zuerst das Sohlengewölbe nach einer eigens dazu aufgestellten Schablone ausgeführt bis zu dem Absatz, auf welchem das Gestänge zu liegen kommt. Sodann wird die Schablone für die Widerlager aufgestellt und dieselben aufgemauert und sobald dies geschehen, die Lehrbogen mit den Lehrwänden für das Gewölbe aufgestellt und das Gewölbe ausgeführt.

Bei sehr starkem Druck, wird natürlich gleich der ganze Lehrbogen für die volle Ausmauerung angewendet, um das Hereinbrechen der für die Mauerung erweiterten Stösse und Firste des Stollens vermittelst Abbolzen auf die Lehrbogen zu sichern. Diese Versicherung wird dann mit der fortschreitenden Mauerung weggenommen und so der Druck nebst dem Gewicht der Mauerung auf die Lehrbogen übertragen.

Bei gusseisernen Lehrbogen, welche aus einzelnen Rahmen bestehen, Fig. 141, ist eine Verspreizung und Unterstützung derselben nicht nöthig, wohl aber bei den schmiedeeisernen Lehrbogen in diesem Falle und zwar an denjenigen Stellen, wo die Verlaschung der einzelnen Theile stattgefunden hat.

Bei dem in Figur 141 gezeichneten Lehrbogen wird das Sohlengewölbe erst eingesetzt, nachdem die Widerlager und das Gewölbe fertig hergestellt sind, was aus der Zeichnung hervorgeht. Sobald die oberen Rahmen

fortgenommen sind, dient der untere Theil des Lehrbogens nur noch als Verspannung. Derselbe wird auf kurze Strecken entfernt und dafür das Sohlengewölbe eingespannt.

Die Lehrbogen von Eisen sind nicht allein von langer Dauer, sondern sie gestatten auch durch ihre geringen Dimensionen den ohnehin beim Mauern durch Anbringen der Rüsthölzer und Bohlen so nöthigen Platz, den freisten und ungehindertsten Spielraum.

Bei der in Figur 138 dargestellten Eiform, welche in sehr druckreichem Gebirge angewendet wird, ist es bei der Form des Ausbruchs des Stollens, welcher doch immer auf der Sohle am Weitesten ist, möglich, die Sohle



Fig. 141.

des Mauerwerks, welche grade hier die kleinsten Dimensionen hat, vorerst einzubringen und darauf die Lehrbogen zur Aufmauerung der Widerlager u. s. w. aufzustellen.

Bei der Ausmauerung der Stollen im ganzen Umfange werden entweder bearbeitete Quadersteine oder Ziegelsteine verwendet. Die Ziegelsteine des Sohlen- und Firstengewölbes müssen bei kleinen Radien besonders keilförmig geformt sein, andernfalls genügt es das Gewölbe aus einzelnen Ringen von halber Steinstärke auszuführen.

Bei schwimmendem Gebirge, in welchem die Stollen nur durch Abtreibearbeit aufgefahren werden können, ist die nachträgliche Ausmauerung derselben, wegen des kolossalen Druckes sehr schwierig. Nach Serlo, Bergbaukunde u. s. w. wurde die Mauerung im Hauptschlüsselerbstollen in Oberschlesien im schwimmenden Gebirge wie folgt ausgeführt: Die breite Sohle des Stollens wurde mit 0,8 bis 0,9 langen vollkantigen zugespitzten Holzkeilen, welche mit Hülfe eines Rammbärs dicht neben einander eingetrieben wurden, gleichsam ausgetäfelt, dabei alle Zwischenräume mit Stroh und Werg gut verstopft. Hierauf wurde dann die elliptische Mauerung,

mit dem Sohlengewölbe anfangend, begonnen und durchgeführt. Bei schwimmendem Gebirge ist immer das schwierigste, das Aufquellen der Sohle zu bändigen, was durch die vorher angegebene Austäfelung vollständig gelang.

Im Allgemeinen lässt sich über die Ausmauerung noch Folgendes sagen:

1. Bei Aufmauerung der Widerlager resp. der Stösse des Stollens, sorge man für ein gutes Fundament; bei festem Gebirge wird die unterste Steinschicht in ein gutes Mörtelbett gesetzt, bei weniger festem Gestein wird die Sohle des ausgegrabenen Fundamentes erst gereinigt, dann mit einer trockenen Steinlage geebnet und diese mit einem schnell bindenden hydraulischen Mörtel übergossen und verebnet; hierauf wird dann die erste Steinlage aufgesetzt. Bei weichem Gebirgsmaterial wird die Steinunterlage eingestampft und dann mit Mörtel vergossen. Bei nassem sandigem oder thonigem Material nimmt man jedoch eine Bohlenunterlage oder Schwellenrost. Das Fundament steht immer um ca. 10 bis 15 cm gegen das aufgehende Mauerwerk der Stösse vor, um ein Auflager für das Gestänge zu erzielen.
2. Das zur Erweiterung des Stollenprofils verzimmerte Holz muss mit der fortschreitenden Mauer sorgfältig herausgenommen werden und nur bei sehr gebrächem Gebirge kann man die Pfändung oder den Verzug vermauern.
3. Bei nassen Stollen muss das Gewölbe mit einer Cementschicht abgedeckt werden und die Stösse über dem Fundament kleine Wasserabflusscanäle erhalten.
4. Sobald der Schlussstein in einer Gewölbezone eingefügt ist, lockere man sofort die Lehrbogen, damit sich das Ganze zusammenpressen kann. Ein gut gemauertes Gewölbe darf sich nur höchstens einige Millimeter setzen.
5. Mit dem Ausfugen der Mauer warte man einige Wochen bis der Mörtel gehörig abgebunden hat und erhärtet ist.
6. Den Mörtel mache man an Ort und Stelle und sorge dafür, dass jedesmal nur soviel gemacht wird, als zur täglichen Arbeit überhaupt nöthig ist. Die Mischung des Kalkes, Sandes und Cementes muss so verarbeitet werden, dass der Mörtel, sobald man ihn auf die Schaufel nimmt, bei geringem Schräghalten derselben gut von derselben abgleitet, ohne bemerkenswerthe Theile auf der Schaufel zurückzulassen.
7. Findet die Ausmauerung der Stollen im Winter statt, so müssen die Mauermaterialien einige Tage zuvor in den Stollen hineingebracht werden, damit dieselben ohne Frost sind, namentlich ist es gut, den Sand in grossen Mengen unter Tage zu bringen und aufzubewahren.

Für die Stärke der unterirdischen Gewölbe gilt nach Rankine die folgende empirische Formel:

Man bezeichne die Pfeilhöhe und halbe Spannweite mit a', b' und berechne annähernd den längsten Krümmungshalbmesser der Laibung nach der Formel:

$$r = \frac{a'^2}{b'}$$

Dann ist die geringste Dicke

$$t = \sqrt{0,037 \cdot r}$$

Nach Gätschmann, Grubenmauerung etc. sind im Freiberger Revier beispielsweise folgende Erfahrungen bezüglich der Kosten der Grubenmauerung gemacht worden.

1.	Ein cbf. Ziegelgewölbe in Kalk kostet an Lohn	0,20 M.
2.	Ein cbf. Bruchstein-Widerlagermauerwerk an Lohn	0,10 bis 0,15 -
3.	Ein cbf. trocknes Grundmauerwerk	0,10 bis 0,16 -
4.	Ein cbf. trocknes Stollenmauerwerk	0,05 bis 0,08 -
5.	Ein cbf. Firstengewölbe kostet incl. aller Materialien	0,70 -
6.	Ein cbf. halbelliptische Stollenmauer, ebenso wie vorher	0,55 -
7.	Ein cbf. ganzelliptische Stollenmauer ebenso .	0,60 -
8.	Ein cbf. Widerlagsmauerwerk	0,37 -
9.	Ein cbf. schwieriges Grubenmauerwerk kostet Alles in Allem zwischen	0,60 bis 1,7 -

c) Das zur Befestigung der Stollenbauten verwendete Holz- und Steinmaterial.

I. Holzmaterial.

Das zur Auszimmerung der Stollen und Strecken verwendete Holz ist entweder Nadelholz oder Laubholz.

Nadelholz sind alle Bäume resp. Hölzer welche der Familie der Zapfenbäume oder Coniferen angehören. Dasselbe zeichnet sich aus durch seinen graden Wuchs und die grosse regelmässige Gestalt seiner Stämme. Seine geraden Fasern haben jedoch eine geringe seitliche Adhäsion so dass dasselbe längs der Fasern leicht getrennt werden kann.

Es eignet sich desshalb weniger zu Stollenbauten um dabei einem Druck oder Schub zu widerstehen, nur bei grösseren Verbindungen z. B. als Unterzüge, Langsschwellen u. s. w. ist es wegen seiner regelmässigen Construction ein geeignetes Baumaterial.

Das Holz der Coniferen enthält in grösseren oder geringeren Mengen Terpentin, das der Laubhölzer nicht.

In solchen Gegenden, wo es nur Nadelholz giebt,ist es selbstverständlich auch nur solches zu verwenden, dabei soll man jedoch in der Wahl vorsichtig sein und nur diejenigen Hölzer annehmen, welche bei grösster Tragfähigkeit die längste Dauer haben.

Die verschiedenen Nadelhölzer, welche zum Stollenbau sich eignen, sind von oben nach unten d. h. von den besten bis zu den schlechtesten in nachfolgender Reihenfolge zu betrachten:

1. *Die Lärche.* Pinus larix; das dauerhafteste und festeste Holz, es ist ausserordentlich zähe. Die Lärche unterscheidet sich von den anderen Nadelhölzern dadurch, dass jedesmal 5 Nadeln aus einer Scheide kommen. Diese Nadeln stehen in Büscheln zusammen und fallen im Winter ab, im Gegensatz zu den anderen Nadelhölzern welche ihre Nadeln behalten.

Dieselbe hat den meisten Harzgehalt wodurch das Holz namentlich für Wasserbauten brauchbar ist.

In Europa ist das Lärchenholz hauptsächlich in den Alpen, Karpathen und Apenninen heimisch, jedoch kommt dasselbe auch im Norden fort d. h. nur in geschützten und nicht allzu hohen Gegenden. In Nordamerika ist das Lärchenholz häufiger und durch die Rothlärche, Schwarzlärche sowie die hängeästige Lärche vertreten.

2. *Die Tanne.* Schwarztanne, Rothtanne, Gemeine Fichte. Pinus abies. Die Rinde ist rothbraun, die Nadeln stehen einzeln um den Stiel oder Zweig herum und sind fast vierkantig.

Dieser Baum bildet in den Gebirgen Nord- und Mitteldeutschlands anschliessende ausgedehnte Waldungen und liefert ein gutes Holz zu Brettern, Bohlen und sonstigem Werkholz.

3. *Die Edeltanne.* Pechtanne oder Weisstanne. Pinus picea. Die Nadeln dieses Baumes sind breit und flach und stehen am Stiel oder Zweig zweizeilig resp. kammförmig. Auf der Unterseite der Nadeln befinden sich zwei weisse Furchen. Die Rinde ist weissgrau. Das Holz ist besser als das der Rothtanne und eignet sich vorzüglich zu Schnittwaaren.

4. *Die gemeine Kiefer* oder Föhre. Pinus silvestris. Die Nadeln kommen je 2 aus einer Scheide und sind ziemlich lang. Dieses Holz bildet im Flachlande des nördlichen Europas die grössten Waldungen. Dasselbe ist gut zu Bauholz und eignet sich weniger zu Schnittholz, dagegen ist es wegen seiner vielen Aeste als Auszimmerungsholz zu gebrauchen für Stollenbauten; jedoch eignet es sich nur zu Thürstöcken, da senkrechter Druck in der Längsrichtung der Fasern eher Widerstand findet. Zu Kappen nehme man lieber Fichtenholz.

In Norwegen, Schweden, Polen und Russland ist das Holz weit verbreitet und bildet dasselbe einen grossen Ausfuhrartikel. — In Nordamerika

sind verschiedene Arten welche dieselben Hölzer liefern und zwar die sogen. Weymouthskiefer sowie die Gelbkiefer und Weisskiefer.

Die Oesterreichische Schwarzkiefer Pinus nigricans gehört ebenfalls hierher; sie wird hauptsächlich in Steiermark, Kärnthen sowie in den unteren Donauländern gezogen. Diese Schwarzkiefer, sowie die im Westen Europas wachsende Schwarzkiefer und Seekiefer liefern ein sehr dauerhaftes Holz, besser als das in Norddeutschland auf sandigem Boden cultivirte Kiefernholz.

Unter den Laubhölzern welche zum Stollenbau zu verwenden sind, verdienen die nachfolgend verzeichneten den Vorzug:

a) Eichenhölzer. Die Eichenholzarten zeichnen sich von den anderen Laubhölzern durch ihre gelappten Blätter aus. Das Holz ist das dauerhafteste und festeste von allen Holzarten und eignet sich ganz vorzüglich zum Ausbau von Stollen und Strecken, indem es dem Druck längs und gegen die Faser den grössten Widerstand entgegensetzt. Es ist am dauerhaftesten im Wasser. Man unterscheidet hauptsächlich folgende Arten:

1. *Steineiche,* Traubeneiche Quercus sessiliflora; auch Wintereiche genannt. Die Blätter sind gestielt und buchtig gelappt. Das Holz derselben ist ungeheuer hart und widerstandsfähig.

2. *Sommereiche*, Stieleiche. Quercus rubor. Blätter fast sitzend, wenigstens kurz gestielt und buchtig lappig.

Dieses Holz ist weniger fest als das vorhergehend genannte, ist aber in ganz Europa am meisten verbreitet.

3. *Zerreiche.* Quercus cerris. Die Blätter sind spitzlappig gebuchtet. Diese Eiche, welche in Oesterreich und den unteren Donauländern häufig vorkommt, hat ein helles grobfaseriges Holz und ist bei Weitem nicht so dauerhaft als die vorgenannten Arten. In Stollenbauten bei feuchter warmer Luft fault es bald.

Von den amerikanischen und südeuropäischen Eichen sind noch zu erwähnen. Quercus rubra, Rotheiche und Quercus alba, Weisseiche, die den erstgenannten Eichenhölzern wenig nachstehen. — Die auch in Südeuropa vorkommenden immergrünen Eichen mit stachelspitzigen buchtigen Blättern Quercus ilex sind ebenso dauerhaft.

Die Farbe des guten Eichenholzes muss bräunlich gelb mit einem Stich in's Grüne sein, ferner ist die Oberfläche glatt und glänzend und die Jahresringe sind klein und regelmässig. Die Farbe des schlechten Eichenholzes ist röthlich und die Jahresringe gross wie überhaupt das Holz schwammig aussehend. — Man nimmt an, dass das Holz der Eichen zwischen dem 60. und 200. Jahre am dauerhaftesten ist.

b) Buchenhölzer.

1. *Rothbuche,* Gemeine Buche. Fagus silvatica. Blätter eirund, undeutlich gezähnt. — Diese Bäume so wie die Spielart „Blutbuche“ kommen in ganz Europa vor. Sie liefern ein hartes aber wenig dauerhaftes

Holz. Abwechselnd Nässe und Trockenheit bringt dasselbe rasch zum Faulen; nur unter Wasser hält sich Buchenholz am besten. Man gebraucht es bei Stollenbauten zu Bohlen, Schwellen und kantigen Hölzern für die Sohle, weil es dabei immerfort im Wasser liegen kann.

2. *Weissbuche.* Hainbuche. Carpinus betulus. Die Blätter dieser Buche sind eilänglich, zugespitzt und doppelsägig; ebenso von Blattrippe zu Blattrippe gefaltet. — Das Holz ist weiss, dicht und schwer und wird hauptsächlich zu Geräthen und Gezähen verwendet.

c) Ulmenhölzer.

1. *Gemeiner Ulmenbaum,* Feldulme, Feldrüster. Ulmus campestris. — Blätter wechselständig, eirund länglich, am Grunde ungleich doppelt gesägt. Dieser Baum sowie die Spielart „Glattblättrige Ulme“, Ulmus glabra, geben ein Werkholz, welches ebenfalls wie die vorhergenannten Arten sich nur vorzüglich im Wasser gut hält; es wird desshalb hauptsächlich zu Schwellen und Grundsohlen gebraucht.

Ausser diesen genannten Holzarten werden noch in nördlichen Gegenden die Birken und in südlichen Gegenden die Kastanie und die Esche bei Bergbauten verwendet. Diese Hölzer kommen dem Eichenholze ziemlich nahe, finden aber hauptsächlich als Werkholz bei Herstellung der bergmännischen Geräthe Anwendung.

Im Allgemeinen lässt sich noch Folgendes über das zu verwendende Holz sagen:

1. Alles Holz, welches zum Einbau in Stollen und Strecken gebraucht wird, muss vor seiner Verwendung sorgfältig von aller Rinde befreit werden, da diese am ersten der Fäulniss unterworfen ist und dann das gesunde Stammholz ansteckt.
2. Das Holz muss zu der Zeit gefällt werden in welcher der Saft zurückgegangen ist; also im Winter.
3. Starke Stämme, welche nicht in ihrer ganzen Stärke in Anwendung kommen, sind am besten gleich in Stücke zu zerlegen, damit das Holz austrocknen kann.
4. Nadelhölzer, sobald sie gefällt sind, werden bis zur Verwendung am besten trocken und luftig aufbewahrt; sie müssen auf Unterlagen ausgebreitet werden, damit sie nicht direct mit dem Erdboden in Berührung kommen.
5. Laubhölzer, namentlich Buchen und Ulmen sind am besten gleich zu den nöthigen Werkstücken zu schneiden und im Wasser aufzubewahren, für den Fall, dass dasselbe auch im Stollen wieder unter Wasser Verwendung findet; ausserdem aber an einem der Sonne nicht ausgesetzten schattigen Orte.

Jenachdem die Hölzer in Strecken stehen, wo kühle frische Wetter oder warme feuchte Wetter durchziehen, ist das Holz längere Zeit frisch



oder verfault sehr rasch. — Letzteres ist namentlich auf allen Steinkohlengruben sehr häufig der Fall und man hat die von mehreren Eisenbahngesellschaften in's Leben gerufenen Imprägnirungsanstalten für Holzschwellen, auch in kleinerem Maassstabe für die, bei Bergwerken verwendeten Hölzer angelegt zumal auf Steinkohlengruben.

Das Imprägniren des Holzes besteht darin, dass dem wohl ausgetrockneten Holze eine Lösung von Metallsalzen beigebracht wird, die sich in den Poren des Holzes auskrystallisiren und die trockene Fäule vollständig abhalten. Durch das Auskrystallisiren der Salze ist wohl eine Gefahr für das Holz herbeigeführt, indem die Gefässe beim Krystallisationsprocess sich erweitern und dann nach dem etwaigen Wiederauslaugen des Holzes, dasselbe seinen inneren Halt verliert, allein diese Erfahrungen sind weniger gemacht und kommen gar nicht in Betracht gegen den Vortheil den man vom Imprägniren der Hölzer hat.

Die Anstalten des Imprägnirens sind verschieden und finden eine genauere Beschreibung in Dinglers polytech. Journal, Band 189, 191, 202, 210, 211, 215, 218 sowie an mehreren anderen Orten.

Zum Imprägniren ohne Druck oder mit Druck sind bisher in verschiedenen Anstalten verschiedene Substanzen verwendet worden, welche einen bald grösseren bald geringeren Wirkungsgrad hatten, jenachdem auch die Art der Verwendung stattfand. — Nach Serlo, Leitfaden zur Bergbaukunde etc. sind folgende Erfahrungen zu verzeichnen:

Auf Braunkohlengruben in der Provinz Sachsen hat man gute Erfahrungen mit Holz, welches in Salzsoole getränkt war, gemacht. Das Holz war nach 13 Jahren noch gesund und zwar an Stellen, wo man alle zwei Jahre mindestens eine Auswechselung vornehmen musste.

In der Nähe von Stassfurt sind die Hölzer auf den Gruben bei Egersdorf und Altenwedingen mit kali- und magnesiahaltigen Abraumsalzen von Stassfurt bestreut und man hat auch gute Frfolge erzielt.

Beim Eschweiler Bergwerksverein ist Schwefelbarium nach der Methode von Katastergeometer Rüttgens mit gutem Erfolg in Anwendung gekommen.

Auf einer Steinkohlengrube bei Ibbenbühren sind durch Zinkchlorid imprägnirte Schwellen zu einem über Tage befindlichen Bremsberge verwendet und haben sich dieselben vorzüglich gehalten.

In Schemnitz sind Hölzer mit Zink- und Kupfervitriollösung imprägnirt worden, ohne Druck nach dem System von Lüdersdorf und mit Druck nach dem System von Boucherie. Nach 3 Jahren war das Holz noch frisch, wogegen nicht getränktes Eichenholz zum Theil und Tannenholz, ganz verfault war.

Das kostbare Verfahren, Eisenbahnschwellen nach Kyan durch Quecksilbersublimat zn imprägniren, hat bei Gruben keine Anwendung gefunden, dasselbe ist auch hierbei nicht zu empfehlen.

Auf den Steinkohlengruben zu Comentry hat man mit Eisenvitriol imprägnirt und dadurch gute Resultate erzielt.

Auf der Steinkohlengrube Reeden bei Saarbrücken sind Buchen und Kiefernhölzer mit Kupfervitriol imprägnirt worden, ebenso auf den Gruben des Harzes und zwar mit sehr gutem Erfolg.

Es sind zum Imprägniren der Hölzer allseitig viele Vorschläge gemacht, die aber alle denselben Erfolg hatten, wie die genannten einfachen Anwendungsverfahren. Zu erwähnen ist noch das Verfahren von Beer in New-York, das Holz mit Boraxlösung und dasjenige von Müller mit Natriumphosphat und darauf folgendes Behandeln mit Chlorbarium, zu imprägniren.

Um Hölzer nicht allein gegen Fäulniss, sondern auch gegen Teremiten und Bohrwürmer zu schützen, wird in neuerer Zeit vielfach das Kreosotiren angewendet. Dieses geschieht dadurch, dass man vorerst durch eine Luftpumpe den Saft und die Luft aus den Poren des Holzes zieht und dann durch einen Druck von 10 kg per Quadratcentimeter, welchen man einige Tage anhalten lässt, das Kreosotöl in das Holz hineintreibt.

Die kreosotirten Hölzer sind aber wegen ihres starken Geruches und der leichten Entzündlichkeit für Stollenbauten, zumal auf Steinkohlengruben, nicht gut zu gebrauchen.

Nach Serlo, Leitfaden zur Bergbaukunde etc., sind auf der Grube von der Heydt in Saarbrücken folgende Resultate bei angestellten Versuchen bezüglich des Imprägnirens des Holzes gewonnen und veröffentlicht.

Es wurden mehrere Thürstockgevierte von imprägnirten und nicht imprägnirten Hölzern an ein und derselben Stelle eingebaut, um die Haltbarkeit bei gleichen Wettereinflüssen constatiren zu können. Es kamen zur Verwendung, kreosotirte und ferner durch Zinkchlorid und Quecksilberchlorid imprägnirte Hölzer, die in dem Zeitraum von 14 Jahren noch wohl erhalten waren, während die nicht imprägnirten Hölzer zweimal ausgewechselt werden mussten.

Bei einer langen Stollenanlage, wie überhaupt bei Bergbauten, soll man auf ein geräumiges und zweckentsprechendes Holzmagazin Bedacht nehmen und zugleich eine Imprägnirungsanstalt im kleinen Maassstabe, wenigstens für die Thürstöcke und Kappen, in der Nähe anlegen.

Das zu verwendende Holz repräsentirt einen grossen Werth und dennoch wird zu wenig Gewicht darauf gelegt, dasselbe nicht nur zu erhalten, sondern auch zu conserviren, so dass die Anschaffungskosten für eine lange Reihe von Jahren gespart werden.

II. Mauermaterial.

Bei gewöhnlichem Trockenmauerwerk der Stösse können in erster Linie die beim Stollenbetrieb genommenen Steine, insofern dieselben haltbar sind, genommen werden, jedoch bei einer Mauerung, die einigermaassen Druck auszuhalten hat, soll man diese Steine nicht verwenden, wenn es auch vom besten Material ist; — durch das Gespanntsein des Gebirges im Stollenort wird das Gefüge des Materials durch die Sprengarbeit nach allen Richtungen zertrümmert und bekommt feine Haarrisse, die beim geringsten Druck aufgehen, wodurch der Stein also zerbröckelt und für die Mauerung untauglich wird.

Man muss bei einer verlangten guten und widerstandsfähigen Ausmauerung eines Stollens, da die Dimensionen doch sehr gering sind, auf gutes, in Steinbrüchen gewonnenes und bearbeitetes Material Bedacht haben.

Sandsteine, Kalksteine, Thonschiefer, sowie alle Steine, welche parallel spalten, geben ein gutes Mauerwerk, wenn sie auch nur ein wenig mit dem Hammer bearbeitet werden. Die Bearbeitung derselben besteht darin, dass man dem Stein zwei ziemlich parallele Lagerflächen und eine zu diesen senkrecht stehende Kopffläche giebt. Die Steine, welche in grösseren Blöcken zu gewinnen sind und für die Zwecke der Stollenausmauerung erst gespalten werden müssen, sind am besten gleich nach der Wölbung d. h. nach der vorhandenen Schablone zu bearbeiten. Zu diesen Steinen eignen sich ebenfalls feste Sand- und Kalksteine in grossen Bänken brechend; ferner Granit, Gneis, Syenit und Porphyre. Jüngere Kalksteine und Conglomerate gebrauche man mit grosser Vorsicht, da sich bei diesen Steinen manchmal erst nach Monaten die Verwitterung zeigt, trotzdem sie anscheinend fest sind. Trachite und Basalttuffe liefern ebenfalls ein gutes Mauermaterial.

In den meisten Gegenden finden sich sehr wenig gute Mauersteine, die sich zum Ausbau eines Stollens eignen, und man muss seine Hülfe zu künstlichen Steinen nehmen. Unter den künstlichen Mauersteinen nehmen die Ziegeln die erste Stelle ein. Vor allen Dingen dürfen zu unterirdischen Bauwerken nur gut gebrannte und dauerhafte Ziegel verwendet werden und sind deren Eigenschaften folgende:

1. Regelmässige Form und ziemlich scharfe Kanten.
2. Hellklingender Ton beim Anschlagen.
3. Der Bruch muss ein dichtes Gefüge ohne Sprünge und Blasen zeigen und etwas glasiges Ansehen haben.
4. Die Ziegel dürfen nicht mehr als den 15. Theil ihres Gewichtes an Wasser aufnehmen.

5. Zeigt die Bruchfläche kleinere Körner von Kalk, erkenntlich an der weissen Farbe und der zerreiblichen Masse, so ist der Ziegel nicht zu gebrauchen; denn durch das Brennen ist dieser Kalk zu Aetzkalk geworden, welcher durch Aufnahme von Wasser aufgeht und den Ziegelstein zersprengt.
6. Zu stark gebrannte und verglaste Ziegel nehmen den Mötel nicht gut an.
7. Gute Ziegel von der ad 1 bis ad 6 genannten Beschaffenheit sollen einen Druck von mindestens 70 bis 80 kg pro Quadratcentimeter aushalten können, ohne zu zerbrechen.

Können in der Nähe der Stollenanlagen keine Ziegel in bereits bestehenden Fabriken mit bekanntem guten Material käuflich erworben werden und man muss selbst zur Fabrikation derselben schreiten, so sind folgende Punkte ins Auge zu fassen:

Man nehme den sorgfältig untersuchten Lehm, welcher mit etwas Sand gemischt sein darf und mache vor Eintritt des Winters grosses loses Haufwerk, damit der Lehm tüchtig durchfriert resp. verwittert. Sodann wird im Frühjahr der Lehm sorgfältig von Steinen und sonstigen Unreinlichkeiten befreit und, gut mit Waser angefeuchtet, durchgeknetet. Ist der Thon zu fett, so muss man bei dieser Arbeit noch Sand zusetzen. Das beste Mischungsverhältniss ist $^1/_4$ Sand und $^3/_4$ Thon.

Die Ziegel werden dann in hölzernen oder eisernen Kästen [Formen] geformt und zum Trocknen auf geeignete geebnete Plätze getragen.

Die Formen müssen etwas grösser sein als das verlangte Ziegelmaass weil die Ziegel beim Brennen schwinden und zwar bei einer Mischung von:

$^1/_4$ Sand und $^3/_4$ Thon bei 12 Zoll Länge um 1,5 bis 1,75.
$^1/_5$ - - $^4/_5$ - - 12 - - - 1,6 - 1,92.
$^1/_6$ - - $^5/_6$ - - 12 - - - 1,9 - 2,08.

Das Brennen der Ziegel geschieht am besten in Feldbränden. Eine Einrichtung zum Lehmkneten in sogenannten Thonmühlen sowie Anlage von Brennöfen sind für den Bedarf der Ziegel, auch schon zu den grössten Stollenbauten zu kostspielig.

Ein Feldbrand besteht aus einer Aufstapelung, von an der Luft getrockneten Steinen in einem quadratischen Haufen, welche dann durch Holz oder Kohlen gebrannt werden.

Dies geschieht bei Holzfeuerung durch grössere am Boden befindliche Feuerkanäle welche durch das Aufstapeln der Steine hergestellt werden und ungefähr 1 bis 2 m lange, vor den Feuerkanälen besonders angelegte Feuerräume. Bei Kohlenfeuerung sind die Feuerkanäle kleiner jedoch werden dann zwischen die Fugen der aufgestapelten Steine, Gruskohlen gelagert.

Der ganze etwas pyramidale aufgestapelte Haufen wird dann vor Be-

ginn der Feuerung aussen sorgfältig verschmiert und die Oberfläche während des Feuerns je nach dem Stande desselben behufs Regulirung mit Lehm bedeckt. Man setzt gewöhnlich Feldbrände von 10000 bis 100000 Stück zusammen; nicht unter 5000 und nicht über eine 1 Million. Ein Brand dauert je nach Anzahl der Steine und Güte des Brennmaterials 10 Tage bis 4 Wochen. Die äusseren Steine, welche noch nicht ganz gut gurchgebrannt sind, nennt man „ungare"; diejenigen, welche in der Nähe der Feuerzüge stehen und theils zusammengeschmolzen und theils zusammengesintert sind, nennt man „übergare" und diejenigen aus der Mitte des Haufens, die sich durch guten Klang und vollständig erhaltene Form auszeichnen, nennt man gare Ziegeln.

Behufs Herstellung von Ziegelbränden an Zeit, Geld und Materialien dienen folgende Angaben:

Nach F. W. Simens [Handbuch der Bauingenieurkunst von Rankine] machen 3 Mann, nämlich: 1 Lehmkneter, 1 Ziegelstreicher, 1 Lehmzuführer, 1 Handlanger (Junge) und 1 Abträger (Junge), pro Woche 16000 Ziegeln. Dies entspricht 1,12 Tagesschichten eines Mannes und 0,75 Tagesschicht eines Jungen per 1000 Stück. Es giebt geübte Arbeiter die 7 bis 8000 Stück täglich formen, es gehören dann aber mehrere Abträger, Handlanger und Lehmkneter dazu.

Das zum Brennen erforderliche Material beträgt 0,25 bis 0,5 Tonn. Steinkohlen und 0,8 bis 1,0 Tonn. Braunkohlen oder 2 cbm [Raummeter] festes Holz per 1000 Stück. Der Abgang an ungaren und übergaren Ziegeln beträgt 10 bis 25‰ Verlust, der Ziegelerde 14‰ und das Schwinden beträgt 11‰ mithin ebenfalls in Summa 25‰.

Cementsteine und künstliche Sandsteine.

In neuerer Zeit werden Cementsteine für Ausmauerung von Wasserkanälen verwendet. Dieselben werden in grösseren Formensteinen geliefert, so dass z. B. das Sohlengewölbe eines Stollens nur aus 4 Stücken hergestellt werden könnte. Form und Dauerhaftigkeit lassen nichts zu wünschen übrig, so dass dieselben für nasses Gebirge als Mauermaterial sehr zu empfehlen sind, falls in der Nähe der Verwendungsstelle Cementfabriken existiren.

Durch Kuhlmanns Verfahren sind auch künstliche Sandsteine hergestellt, indem man reinen scharfen Sand mit Wasserglas zusammenkittet, jedoch möchte dies Verfahren zur Herstellung von Mauermaterial zu Stollenbauten wegen seiner Kostspieligkeit nicht zu empfehlen sein.

Mörtelmaterialien.

Eine wichtige Rolle spielt bei der Ausmauerung der Mörtel, der zum Verbinden der Mauersteine verwendet wird. Es ist eine Mischung von Kalk, Sand und Wasser zu einem dünnen Brei. Der Kalk, welcher vorher durch Brennen seine Kohlensäuere verloren hat und zu Aetzkalk geworden ist, nimmt von der Luft nach und nach die Kohlensäure wieder auf, worauf das Wiedererhärten des Kalkes beruht. Der Sand ist nur eine mechanische Beimengung, um den Process des Kohlensäureanziehens zu beschleunigen, hauptsächlich aber zur Kostenersparung durch Verminderung der zur Ausfüllung der Fugen nöthigen Kalkmasse. Durch den Sand wird auch der Mörtel nach Hartwerden eine Art künstlicher Sandstein, welcher die eigentlichen Mauersteine umschliesst und so zur Haltbarkeit des Mauerwerks wesentlich beiträgt.

Der zum Mörtel verwendete Kalk ist entweder Fettkalk, auch Weisskalk genannt, oder magerer, schwach hydraulischer Kalk. Der Fettkalk besteht aus reinem kohlensauren Kalk, löscht sich, nachdem er gebrannt ist, im Wasser unter starker Wärmeentwickelung zu einem weichen Brei und erhärtet im Mörtel nur sehr langsam, unter Wasser gar nicht. Dieser Kalk kann desshalb nur zu sogen. Luftmörtel Verwendung finden. Der magere Kalk enthält ca. 10 bis 30‰ Silicate, derselbe löscht langsamer als der Fettkalk, giebt auch im gelöschten Zustande nicht so viel Masse als dieser. Unter Wasser kommt dieser magere Kalk, wenn auch langsam zum Erhärten. Hat der Kalk 40 bis 60‰ Silicate, so ist es ein stark hydraulischer Kalk oder ein natürlicher Cement. Derselbe löscht sich nicht, sondern wird, nachdem er gebrannt und zerkleinert ist, mit Wasser angemacht, gleich hart, namentlich unter Wasser. Puzzolane und Trasse sind Tuffe erloschener Vulkane, erstere findet sich häufig in Italien bei Rom und Neapel und letztere in der Eifel, im sog. Brohlthal. Diese Tuffe im gemahlenen und gepulverten Zustande dem Kalke beigemischt, machen ihn zu einem hydraulischen, der unter Wasser sehr fest wird. Puzzolane und Trass bestehen aus kieselsaurer Thonerde.

In England wird der sogen. Portlandcement, ein thoniger Kalkstein, durch Brennen und Mahlen gewonnen, welcher die Eigenschaften hat, unter Wasser schnell zu erhärten und der deshalb, mit Sand gemischt, ein vorzüglicher hydraulischer Mörtel ist.

Es ist dargethan, dass hauptsächlich die Kieselsäure im Thon, welche sich mit dem Kalk verbindet, die rasch erhärtenden Eigenschaften hat. Man macht desshalb auch künstlichen Cement und sucht die Zusammensetzung der Kalksteine so zu nehmen, dass die chemische Verbindung der Kalke wie beim Portlandcement vor sich geht.

Mischt man 47 Theile kohlensauren Kalk und 53 Theile Thon, so entsteht durch das Brennen Aetzkalk mit kieselsaurer Thonerde. Sobald diese

feingemahlenen Körper mit Wasser gemischt werden, erfolgt die chemische Verbindung und es bildet sich ein Doppelsilicat von Thonerde und Kalk.

Die Zusammensetzung der Cemente ist folgende:

2 Aequiv. Kalk 56×2 . . .	= 112,0
1 Aequiv. Thonerde . . .	= 102,8
2 Aequiv. Kieselsäure 602×2	= 120,0
Summa	334,8

Vom Mörtel überhaupt sei noch gesagt, dass das vortheilhafteste Mischungsverhältniss der Theile desselben vor dem Gebrauche ausstudirt und ermittelt werden muss, da die Materialien nicht in allen Gegenden sich gleich bleiben. Nach Vicat ist annähernd das beste Verhältniss

2,4 Maasstheile Sand auf 1 Theil reinen gelöschten Kalk und
1,8 Maasstheile Sand auf 1 Theil hydraulischen Kalk in Breiform.

Der Arbeitsaufwand beim Mörtelmachen vermittelst der Schaufel oder Mörtelhacke wird

1 Tagewerk pro cbm veranschlagt.

Folgende Tabellen geben die Verbrauchsmaterialien und die Mischungsverhältnisse u. s. w. bei verschiedenen Mörtelsorten an.

Tabelle No. 18.

Tabelle über Materialbedarf für einen Kubikmeter Mörtel.

Mörtelart	Mischungsverhältniss	Quantum	Bedarf an Cement	Bedarf an gelöschten Kalk	Bedarf an Sand	Bemerkungen
1. Gewöhnlicher Kalkmörtel	1 Th. Kalk 2,5 " Sand	2,6 Theile Mörtel	—	0,385	0,963	Für Mauerwerk im Trocknen.
2. Cementmörtel	1 Th. Cement 1 " Sand	1,5 Theile Mörtel	0,666	—	0,666	Fundamentmauerwerk im Wasser Gewölbeabdeckung.
3. Cementmörtel	1 Th. Cement 3 " Sand	3,00 Theile Mörtel	0,333	—	1,000	Mauerwerk der Widerlager Gewölbemauerwerk etc. im Nassen.
4. Verlängerter Cementmörtel	1 Th. Cement 1 " Kalk 5 " Sand	5,0 Theile Mörtel	0,200	0,200	1,000	Widerlager und Gewölbemauerwerk im Trocknen.

Tabelle No. 19.

Materialberechnung.

Bezeichnung des Mauerwerks	Mörtelart	Bruchstein cbm	Mauersteine Stück	Mörtel cbm	Cement cbm	gel. Kalk cbm	Sand cbm
1 cbm Bruchsteinmauerwerk							
	1. Kalkmörtel	1,25	—	0,333	—	0,128	0,330
	2. Cementmörtel	1,25	—	0,333	0,222	—	0,222
	3. Cementmörtel	1,25	—	0,333	0,111	—	0,333
	4. Verl. Cementmörtel	1,25	—	0,333	0,067	0,067	0,333
1 cbm Ziegelmauerwerk incl. Gewölbe							
	1. Kalkmörtel	—	400	0,300	—	0,116	0,289
	2. Cementmörtel	—	400	0,300	0,200	—	0,200
	3. Cementmörtel	—	400	0,300	0,100	—	0,300
	4. Verl. Cementmörtel	—	400	0,300	0,060	0,060	0,300
1 cbm Quadermauermerk							
	2. Cementmörtel	—	—	0,100	0,045	—	0,091

Dritter Abschnitt.

Neben-Anlagen und Arbeiten beim Stollentreiben.

1. Förderung.

Die primitivste Art der Förderung bei einem Stollen, wie überhaupt bei Bergbauten, geschah in früheren Zeiten mit ledernen Säcken oder Körben.

Wenn auch jetzt bei Stollenförderung ein, in jeder Beziehung den neuesten Fortschritten der Technik angepasstes, solides Geräthe überall im Gebrauche ist, so hat man doch merkwürdiger Weise die oben erwähnte, antike Fördermethode in Verbindung mit den, den jetzigen Anforderungen entsprechenden Fördergeräthen, noch in Anwendung und zwar hauptsächlich bei Tunnelrichtstollen, welche sehr rasch vorgetrieben werden sollen. Die Art und Weise dieser eigenthümlichen Förderungsmethode soll in einem besonderen Kapitel später abgehandelt werden.

Die jetzt überall bei unterirdischen Bauten vorkommenden Förderungsmethoden lassen sich der Reihe nach wie folgt betrachten:

a) Die Karrenförderung.

Bei Anlage eines Stollens, Strecke oder Querschlags ist, insofern nicht schon eine Fördermethode durch die in Verbindung stehende etwa vorhandene Schachtförderung vorgeschrieben ist, in der ersten Zeit und zwar für kurze Entfernungen, der Bockkarren wie er beim Eisenbahnbau gebräuchlich, das praktischste Fördergeräthe. — Die Grösse des Karrens, resp. der Inhalt des Kastens richtet sich ganz nach dem, das zu verladende Gesteinshaufwerk characterisirenden spec. Gewichte. Fig. 142 zeigt die übliche Form des Karrens.

Zuweilen, namentlich bei Braunkohlenwerken, ist der Inhalt des Kastens durch Aufsatzbretter bedeutend vermehrt; der Karren wird dann

so bewegt, dass der Arbeiter das sogen. Karrenseil nicht wie üblich über die Schultern, sondern über das Kreuz herüber trägt. Die Hände stützen sich dann auf die vorderen Kastenbretter und die Fortbewegung geschieht in gebückter Stellung.

Anmerkung. In der Bergmannssprache wird das Begehen einer Grube „Befahren" und die Arbeit des Fortbewegens der Fördergeräthe das „Laufen" genannt. Man sagt also: man fahre in die Grube oder befahre den Stollen und der Arbeiter läuft mit dem Karren oder Wagen; er ist Karrenläufer etc.

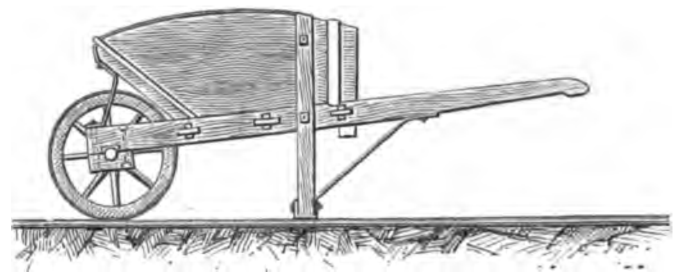


Fig. 142.

Man hat in neuerer Zeit namentlich wo scharfkantiges Haufwerk zur Verladung kommt, Karren aus Eisenblech, Figur 143, welche nicht wesentlich schwerer sind als die hölzernen, in Verwendung genommen. Dieselben sind zwar in der Anschaffung theurer, allein sie sind doch auch von langer Dauer.

Die Karrenbäume sind diejenigen langen Hölzer, in welchen am einen

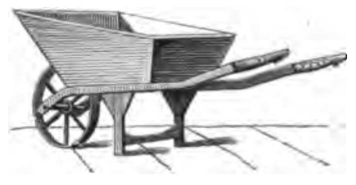


Fig. 143.

Ende das Rad geht und welche am andern Ende die beiden Handhaben bilden. Dieselben sind bei den eisernen Karren ebenfalls von Holz und mit Winkeleisen armirt. Man hat auch Karrenbäume, um sie dauerhaft und dabei nicht so schwer zu machen, aus Gasröhren hergestellt, allein die Construction derselben ist nicht gut; der ganze Karren ist nicht stabil genug, er wird nach kurzem Gebrauche, sehr wacklich und ist desshalb schlecht zu handhaben.

Die Räder der eisernen Karren, welche aus Hartguss und zwar aus einem Stück mit geschweiften Speichen bestehen, haben sich am besten

bewährt. Auch für die hölzernen Karren sollte man diese eisernen Karrenräder anwenden, weil sie dauerhaft sind. — Bei hölzernen Karren werden die Kasten aus Buchenbrettern und die Langbäume resp. Karrenbäume aus Eichen- oder Eschenholz angefertigt. Alle weicheren Sorten Holz nutzen sich bei scharfkantigen Steinen zu schnell ab oder müssen stärker mit Eisen beschlagen werden, wodurch die Karren dann wieder an Gewicht zu viel zunehmen.

Die Kosten stellen sich incl. Beschlag fix und fertig

1. bei hölzernen Karren auf 12 M.
2. bei eisernen Karren auf 18 M.

Der Preisunterschied ist zwar erheblich, jedoch wird die Mehrausgabe hinlänglich durch die längere Dauer und geringere Reparaturbedürftigkeit bei eisernen Karren aufgewogen. Der Inhalt des Karrens wechselt zwischen 0,06 bis 0,1 cbm. Der Raddurchmesser zwischen 0,45 bis 0,52. Das Verhältniss der Hebelarme von der Radnabe bis Schwerpunkt des gefüllten Kastens und von da bis zu den Handhaben ist nach Serlo, Bergbaukunde etc. 7 : 12 in Saarbrücken und 10 : 27 in Freiberg. Das Verhältniss schwankt überall zwischen 1 : 3 bis 1 : 5.

Die in denselben zu fördernde Last kann man nicht gut über $2^1/_2$ Ctr. annehmen.

Die mechanische Leistung liegt nach Serlo zwischen 300000 bis 450000 kgm per Tag.

Die grösste nutzbare Entfernung d. h. Transportweite soll 150 m nicht übersteigen.

Bei den üblichen Dimensionen werden auf 1 cbm festanstehende Gebirgsmasse gerechnet:

1. Bei weichem Sand . . . . 14 Karren
2. - Thon- und Lehmboden . . . . . 14 -
3. - Erde und kleinem Geröll . . . . 15 -
4. - grobem Gerölle . . . . 17 -
5. - bröcklichem Felsen . . . . 18 -
6. - schiefrigem Felsen . . . . 22 -

Zum Beladen des Karrens und Aufenhalt beim Auskippen werden 6 Minuten gebraucht.

Die Geschwindigkeit beträgt voll und leer zurück 40 lfde m per Minute.

Zum Befahren der Strecke mittelst Karren nimmt man am besten Buchenbohlen von 5 bis 6 cm Stärke, die an beiden Enden mit Eisenblech beschlagen werden, damit sie nicht aufreissen (Bandeisen). Tannenbohlen werden faserig und hemmen das Rad sehr.

b) Die Hundeförderung.

Für die Förderung der Ausbruchsmassen bei langen Strecken sind auf vielen Gruben noch die sehr alten Fördergeräthe, die sogen. Hunde im Gebrauch. Dadurch dass das Geräthe im engen Stollen während des Fahrens resp. Laufens ein eigenthümliches Geräusch wie das Bellen eines Hundes verursacht hat dasselbe den Namen „Hund“ bekommen. Es ist ein prismatischer Kasten welcher auf 4 Rädern geht. Von diesen 4 Rädern werden die beiden vorderen aber bei einem geübten Arbeiter nicht gebraucht, sie sind viel kleiner als die hinteren und dienen nur dazu um den Kasten in der Balance zu halten. Die eigentlichen zwei Laufräder auf welchen der Kasten von geübten Arbeitern nur allein gefahren wird,

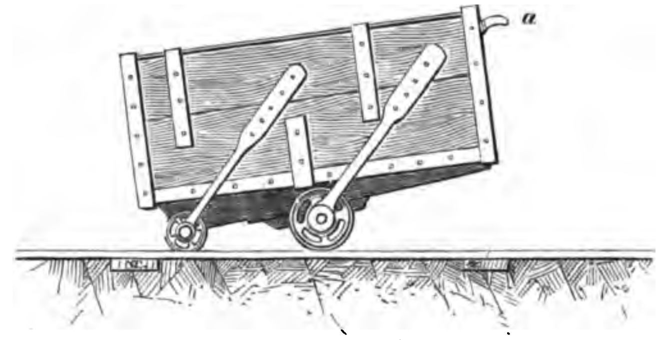


Fig. 144.

stehen nicht ganz in der Mitte des Kastens, sondern etwas nach hinten so dass der Schwerpunkt des Kastens mehr nach vorn über die Räder hinaus gerückt ist. Der Arbeiter, welcher den Hund vorwärts bewegt, d. h. welcher mit dem Hunde läuft, muss denselben hinten etwas niederdrücken, und dann den Kasten balancirend vorwärts schieben. Für den Fall, dass nun der Kasten vorn wieder heruntergeht, was geschieht, sobald der Arbeiter mit dem Druck nachlässt, sind die vorderen kleinen Räder, resp. Rollen angebracht, damit der Kasten sich nicht ganz aufsetzt und dadurch eine Unterbrechung der Fahrt hervorruft. Der Hund geht dann in diesem Falle eine kurze Zeit auf 4 Rädern, bis der Arbeiter denselben wieder in seiner Balance hat. Figur 144 zeigt die Seitenansicht eines Hundes.

Man unterscheidet: „Deutsche“ und „Ungarische Hunde“. Die deutschen Hunde haben eine bewegliche Vorderaxe für die genannten zwei Rollen. Zwischen den beiden Rollen trägt die Axe einen rechtwinklig zu ihr stehenden Fortsatz, der am Ende einen nach unten gehenden Dorn oder breiten Nagel hat, welcher sich zwischen den zwei Bohlen auf welchen

der Hund läuft, in dem dadurch gebildeten Schlitze fortbewegt. Durch diese Vorrichtung wird der Hund immer auf den zum Fahren gelegten Bohlen, den sogenannten Laufbohlen, gehalten. Die seitliche Bewegung der vorderen Axe hat hierbei nur einen geringen Spielraum damit sich die vorderen Rollen nicht querstellen und so überhaupt die Fortbewegung des Hundes unmöglich machen.

Die deutschen Hunde können desshalb nur auf einem durch Bohlen hergestellten Laufwerk, dem sogen. Gestänge fortbewegt werden, da durch den Zwischenraum der beiden Bohlen eine Rinne gebildet wird, in welcher der Spurnagel seine Leitung hat. Die beiden Bohlen werden an den Enden und in der Mitte auf Querhölzer den sogenannten Stegen aufgenagelt damit sie sich nicht verschieben.

Früher wurde die Sohle eines Stollens einfach mit Stangen von Rundholz belegt, die ebenfalls auf Querhölzer aufgenagelt waren und worauf die Förderung stattfand. Die Zwischenräume der runden Stangen füllten sich bald mit kleinem Gerölle und Sand aus und wurde dadurch dann eine feste breite Unterlage für die Förderung geschaffen. Diese Unterlage nannte man desshalb das Gestänge und hat sich dieser Namen in der Bergmannssprache erhalten, indem man denselben auch für die vollkommneren Fördereinrichtungen, als Geleise von Holz und von Eisen u. s. w. in Anwendung bringt.

Der ungarische Hund unterscheidet sich wie schon gesagt von dem deutschen dadurch, dass er keinen Spurnagel, sondern nur zwei Räder und zwei Leitrollen hat. Das Laufen mit denselben erfordert geübte Arbeiter, indem dieselben den Hund nur auf den zwei hinteren Rädern fahren müssen um die Lenksamkeit des Hundes zu erzielen. Läuft der Hund auf allen 4 Rädern so ist klar, dass er sehr leicht durch die Unebenheiten des Gestänges seine Richtung ändert und aus dieser schwer wieder herauszubringen, also derselbe ganz unlenksam ist. Die Arbeiter drücken desshalb auf den hinteren Theil des Hundes, wodurch der vordere frei schwebend erhalten wird, und balanciren denselben gleichsam während des Fahrens auf den zwei eigentlichen Laufrädern. — In dieser Stellung ist der Hund leicht lenkbar, jedoch erfordert es langjährige Uebung, um vortheilhaft und rasch mit demselben fördern zu können.

Der Kasten des Hundes wechselt in seiner Grösse und schwankt der Inhalt zwischen 0,12 bis 0,20 cbm.

Die Dimensionen derselben sind ungefähr folgende:

Breite des Kastens	0,30	bis	0,40 m
Länge - -	0,75	-	1,20 -
Höhe - -	0,35	-	0,40 -
Durchmesser der Hinterräder	0,18	-	0,20 -
- - Vorderräder	0.12	-	0,18 -
Stärke der Räder im Durchschnitt . . .			0,05 -

Das Ausladen der Hunde geschieht durch Umstürzen, weshalb sie schwer mit Eisen beschlagen werden müssen. Bei sehr langen Stollenanlagen würde man sich heute zu Tage nur zur Anlage von Schienenbahnen mit Förderwagen entschliessen können, allein bei Bergwerken spricht immer die Art der gewonnenen nutzbaren Mineralien mit und so kann man wohl mit Recht behaupten, dass die Hundeförderung nur bei Erzbergbau noch möglich ist, wo das gewonnene Haufwerk nicht so gross an Masse ist. — Bei Kohlenbergwerken und Tunnelbauten giebt es nur noch Förderung mit Wagen und Schienengeleisen. Die Hundeförderung, gleichsam das mittlere Glied zwischen Karren- und Wagenförderung spielt bei Tunnelbauten eine untergeordnete Rolle z. B. beim raschen Vortreiben eines Richtstollens, sie wird gerade so combinirt wie die erwähnte Förderung des Haufwerks durch Körbe und Säcke. Die nächsten Kapitel sollen Gegenstand der speciellen Beschreibung dieser Fördermethode sein.

c) Die Wagenförderung.

I. Wagenförderung durch Menschen.

Das Bedürfniss einer grösseren Förderung, namentlich in den langen Förderstollen der Kohlenbergwerke erheischte eine bessere Anlage der Förderbahn, sowie auch eine zweckmässigere Einrichtung der Fördergefässe. Das Gestänge wurde insofern umgeändert als es durch Aufnageln von Leisten an beiden Seiten dem Uebelstande abzuhelfen suchte, dass der Hund falls er auf 4 Rädern gefahren wurde, nicht mehr aus der Spur kam. Man baute dann den Hund viel grösser und durch Anwendung von 4 gleich grossen Rädern entstand die sogen. deutsche Wagenförderung. Diese Fördermethode erhielt mit der Zeit Verbesserungen dadurch, dass man statt der Bohlen mit aufgenagelten Leisten, 4kantige Holzunterlagen, sogen. Strassbäume nahm, die auf Querschwellen aufgenagelt wurden. Diese Strassbäume, Figur 145, erhielten einen Beschlag von Winkeleisen, dessen einer 52 bis 87 mm breiter Schenkel eine gute ebene Fahrbahn und dessen anderer 20 bis 26 mm hoher Schenkel die Spurleiste bildete. Das Gewicht dieser Winkeleisenschiene beträgt ca. 6 bis 7,5 kg per laufende m. Die Rollen der Wagen wurden aus Gusseisen hergestellt.

Fig. 145.

Durch die Construction war allerdings eine schnellere und zweckmässigere Förderung möglich als mit deutschen und ungarischen Hunden, denn man nahm Wagen in Betrieb von ca. 10 bis 12 Ctr. Ladung. Allein auch diese Fördermethode hatte ihre Schattenseiten, weil durch Reibung der Rollen an der Spurleiste und durch Schmutz auf den Schienen die Bewegung der Wagen immer noch sehr schwierig war und häufige Ver-

kehrsstörungen stattfanden. Um diesem Uebelstande abzuhelfen und die Fördereinrichtung noch effectvoller zu machen, kam man in England zuerst auf die Idee der Schienenförderung, wie sie sich jetzt überall eingebürgert hat. — Diese Schienenförderung unterscheidet sich von der deutschen Wagenförderung dadurch, dass die Räder Spurleisten [Spurkränze] statt der Schienen wie beim deutschen Gestänge erhielten und zwar auf der Innenseite der Räder. Hierdurch wurden die Widerstände bei der Förderung auf das geringste Maass reducirt und ist diese Fördermethode bei Anlage langer Stollen nur allein als zweckentsprechend anzusehen. Man hat auch Gestänge, welche für zwei Spurkränze der Räder eingerichtet sind; dieselben empfehlen sich aber nur da, wo bei anschliessenden Bauten das Geleise des Stollens oft verlegt werden muss. Eine eingehende Beschreibung dieser Geleisanlage findet später statt.

Das englische Gestänge für die Spurkranzräder bestand in der ersten Zeit ebenfalls aus Holz. Es wurden zu dem Zweck vierkantige Hölzer, Strassbäume in Schwellen etwas vertieft eingelegt und verkeilt und auf die



Fig. 146.



Fig. 147.

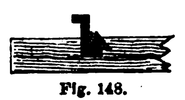


Fig. 148.

Innenkante Flacheisen aufgenagelt, Figur 146. Die Nägel hatten natürlich versenkte Köpfe, damit die Unterlage für die Räder glatt war und keine unnöthigen Stösse verursachte. Diese Verbindung war jedoch auf die Dauer nicht stabil genug, man verbesserte das Gestänge dadurch, dass man Flacheisen anwendete, welches hochkantig in die Stege gestellt und verkeilt wurde Fig. 147. Dies war der erste Anfang zur rationellen Schienenförderung und man hatte dieselbe lange Zeit im Betrieb bis durch die nachfolgend aufgeführten Mängel, welche mit der Zeit hervortraten, eine weitere Umwandlung des Gestänges stattfand. Bei demselben liess nämlich die Befestigungsweise noch viel zu wünschen übrig, ebenso litten die Räder auf dem schmalen Flacheisen sehr, indem sich in den Radkränzen tiefe Rinnen einschliffen die den Lauf sehr hemmten, auch schleuderte der Wagen bei dem beweglichen Gestänge viel. Diese Uebelstände wurden zwar zum Theil durch die in Anwendung gebrachte Z-Schiene Figur 148 gehoben, allein das Gestänge bekam erst nach Einführung von Schienen, welche die Form der jetzigen Eisenbahnschienen haben, nur in Grösse und Gewicht geringer sind, seine jetzige allen Anforderungen Rechnung tragende erhöhte Brauchbarkeit.

In der ersten Zeit wurden gewalzte Eisenschienen verwendet, allein in neuerer Zeit hat man überall die sich vorzüglich bewährenden Gussstahlschienen eingeführt. Von dem Etablissement Krupp in Essen werden

Gussstahlgrubenschienen in 3 verschiedenen Sorten geliefert, die sich in jeder Beziehung gut bewährt haben. Je nach der Schwere der Fördergefässe werden die 3 verschiedenen Sorten in Anwendung gebracht.

Die Verbindung geschieht durch Laschen und Bolzen und die Befestigung am besten durch Haknägel.

Die Kosten per lfd. m Geleis stellen sich im Durchschnitt ungefähr auf:

1.	Schienen [Grubenschienen]	7 M. 20 Pf.
2.	Kleineisenzeug [Haknägel, Laschen, Bolzen, Unterlegplatten etc.]	24 -
3.	Schwellen [Eichenholz oder Buchen und Tannen imprägnirt]	75 -
4.	Arbeitslohn [Legen des Geleises, Anfuhr, Ausfüllen, Stopfen etc.]	45 -
		8 M. 60 Pf.

in Summa rot. 9 M.

Das Schienengeleise für Gruben hat in seiner Anwendung in Bezug auf Form der Schienen und Befestigungsweise alle Phasen mit durchgemacht, wie die grossen Betriebsgeleise der Eisenbahnen und jetzt hat sich auch schon auf Gruben der eiserne Oberbau eingebürgert. Derselbe wird als Querschwellenbau auf westfälischen Steinkohlengruben angewendet.

Was nun die Fördergefässe für Schienenförderung betrifft, so sind allgemein zwei Systeme zu berücksichtigen; das erste System umfasst diejenigen Fördergefässe, welche für Bergwerke passend sind, d. h. also zugleich für Schachtförderung und Streckenförderung mit benutzt werden können und sich also in ihren Dimensionen und Einrichtungen den übrigen Baneinrichtungen des Bergwerks anpassen müssen und das zweite System umfasst diejenigen Fördergefässe, welche zum Vortreiben eines Richtstollens bei Tunnelanlagen im Gebrauche sind, und ebenso construirt sein müssen, dass sie zu den übrigen Tunnelarbeiten mit benutzt werden können.

Bei ersterem System sind hauptsächlich solche Wagen in Gebrauch genommen, welche nach vorn zu durch Aufkippen entleert werden [Vorderkipper] und bei dem zweiten System diejenigen Wagen, welche sich zur Seite entleeren [Seitenkipper].

Bei den Wagen für Bergwerke bestimnt sich der Inhalt derselben nach dem spec. Gewicht der Massen, welche gefördert werden sollen, jedoch sind auch hier die Dimensionen an diejenigen der Stollen und Strecken gebunden. Gewöhnlich sind sie so eingerichtet, das sie die Bedienung nur eines Arbeiters bedürfen.

Die Räder sind so angeordnet, dass sie unter dem Kasten stehen oder neben demselben. In ersterem Falle liegt die Axe auf zwei Langbäumen

von der Höhe, dass die Räder noch bequem Platz haben und im zweiten Falle liegt die Axe direct unter dem Kasten.

Bei der Anordnung der Räder unter dem Kasten wird eine grössere Stabilität erzielt und die Spurweite der Förderbahn kann geringer angenommen werden bei einem vorgeschriebenen Inhalt der Gefässe; der Wagen wird jedoch etwas höher und desshalb unbequem zum Beladen. Da wo die Räder zur Seite gehen, muss die Bahn bei gleichem Inhalt der Fördergefässe wie die vorhergenannten, ziemlich weite Spur haben, was überhaupt nicht vortheilhaft ist. Die Räder sind auch hierbei mehr in Gefahr zu zerbrechen durch Herunterfallen von Haufwerk, Holz u. dergl., sie müssen desshalb durch eine besondere Vorrichtung, sogen. Radhauben, geschützt werden, was bei

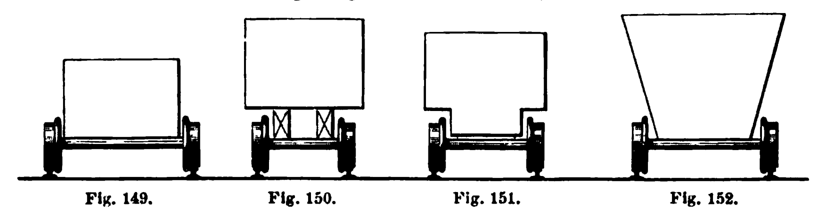


Fig. 149. Fig. 150. Fig. 151. Fig. 152.

engen Räumen eines unterirdischen Baues immer doch sehr hindernd sein kann. Die gewöhnlichen bei Bergwerken in Anwendung gekommenen Wagen sind in den Figuren 149—152 schematisch dargestellt.

Man macht die Kasten gewöhnlich aus Holz und zwar von 2 bis 3 cm starken Tannen- oder am besten Buchenbretter und beschlägt dieselben stark mit Eisen.

Um den dabei vorkommenden umfassenden Reparaturen aus dem Wege zu gehen, werden in neuerer Zeit sehr viel Wagenkasten von Blech mit Winkeleisen und U-eisen versteift und armirt hergestellt, jedoch sind diese Wagen theurer in der Anschaffung, immerhin aber vortheilhafter. Der Boden solcher Blechkasten muss immer mit Holz ausgelegt werden, da grössere Steinstücke von oben heruntergeworfen den Boden zu leicht zertrümmern. Zu schwache Bleche bei Förderwagen, um dieselben leichter zu machen, haben gar keinen Vorzug, weil sie der Zertrümmerung zu stark ausgesetzt sind. Man nimmt am besten für Kohlen 2 bis 3 mm starke und für Steine und Erze 5 bis 6 mm starke Bleche.

Die Spurweite beträgt bei Steinkohlenwerken, welche die meiste Förderung zu bewältigen haben 0,5 bis 0,7. Unter 0,5 zu gehen ist überhaupt nicht vortheilhaft.

Man baut auch hölzerne Wagen mit eisernen Untergestellen, namentlich solche, bei welchen die Räder unter dem Boden gehen. Zu den Langbalken wird T-eisen oder dünnes mit T-eisen armirtes Holz genommen, auch der Boden wird auf der Unterseite mit Winkeleisen versteift. Diese Wagen sind wohl haltbar aber schwer und eignen sich hauptsächlich zur Pferde-

förderung; für diesen Fall werden sie auch mit einer Kuppelungsvorrichtung versehen, die einfach aus Haken und Ketten, in der Mitte des Wagens angebracht, bestehen. Die verlängerten Langbäume bilden die Puffer. Die an den, die beiden Langbäume verbindenden Stegen, angebrachten Haken, müssen eine Zugfeder oder mindestens eine Gummischeibe haben, damit beim Anziehen, der Haken etwas nachgeben kann, Figur 153.

Die Wagenräder, welche früher aus Gusseisen gemacht wurden, haben in letzterer Zeit grosse Verbesserungen erhalten, dadurch, dass man dieselben aus sogen. Hartguss und zwar als Scheibenräder darstellt. Gusseiserne Speichenräder mit schmiedeisernen oder Stahlbandagen sind ebenso in den Hintergrund gedrängt. Ein Rad mit schmiedeisernen schleifenförmigen

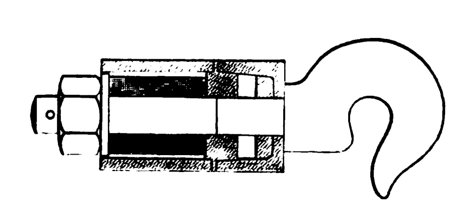


Fig. 153.

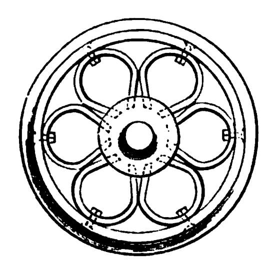


Fig. 154.

Speichen, welche beim Guss in die eiserne Radnabe eingesetzt werden, ist sehr empfehlenswerth, da der gusseiserne oder aus Hartguss bestehende Radkranz sehr leicht ausgewechselt werden kann. Figur 154 zeigt ein solches zusammengesetztes Rad. Die gebogenen schmiedeisernen Speichen sind durch Schrauben mit dem Radkranze verbunden. Es ist natürlich, dass die Schraubenköpfe in den Radkranz eingesenkt werden.

Dieses Rad kann viel leichter einen starken Stoss vertragen, weil die schmiedeisernen Speichen immer etwas federn.

Figur 155 zeigt die gebräuchlichsten, am besten von der Firma Grusson in Buckau bei Magdeburg verfertigten Hartgussscheibenräder.

Eine wichtige Sache bei den Rädern ist die Schmiervorrichtung, die in der Nabe des Rades angebracht ist. Bei offenen Radnaben und noch dazu bei beweglichen Rädern, die wegen der variablen Spur bei starken Curven und steilen Wechseln auf der abgedrehten Axe verschiebbar sind, ist der Oelverbrauch gerade zu enorm und manchmal für lange Strecken ein einmaliges Oelen gar nicht hinreichend. Auch ist es lästig, die Wagen nur dann schmieren zu können, wenn man sie etwas aufkippt.

Eine wesentliche Verbesserung erhielten deshalb die Wagenräder durch die Construction der sogen. Patenträder. Bei denselben ist die Nabe in eine Büchse ausgedreht, in welche das ebenfalls centrisch genau passende Axenende gesteckt wird. Dieses Axenende hat einen abgedrehten aufgesetzten

Ring, welcher in eine ebenso passend ausgedrehte Vertiefung der Radnabe passt, Figur 156. Von innen werden zwei durch Leder gedichtete Scheiben mit 4 Schrauben auf das Rad geschraubt, um den Ring der Axe fest an das

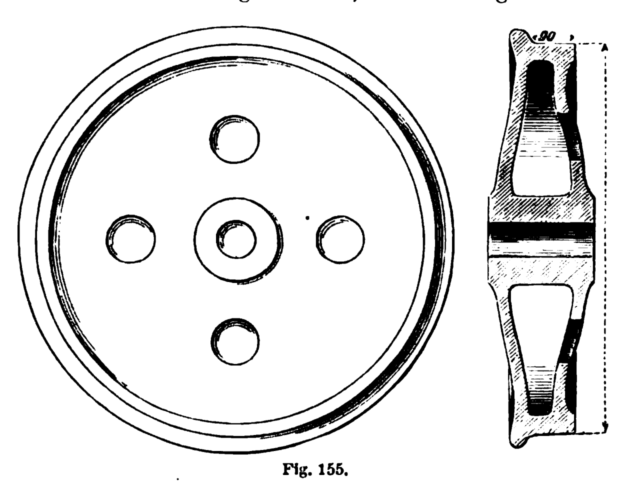


Fig. 155.

Rad zu drücken und so das Abgleiten des Rades von der Axe zu verhüten. Von aussen ist in die Radnabe ein Kanal gebohrt, durch welchen geölt wird. Der Kanal wird mit einem Holzpflock oder einer Schraube zugefropft.

Am besten haben sich auf der Axe festsitzende Räder bewährt. Hierbei ist dann die Axe beweglich in zwei sogen. Bodenlagern in welche die eingedrehten Hälse der Axe passen. Diese Lager haben im oberen Theile

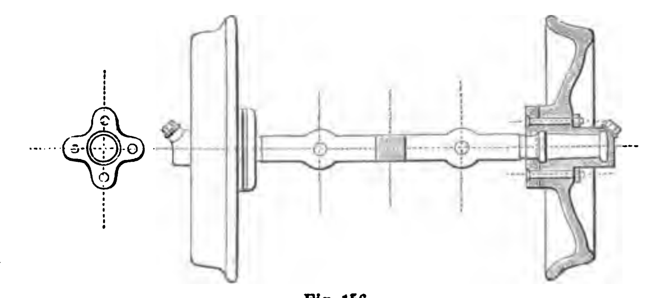


Fig. 156.

eine Lagerschaale von Compositionsmetall und im unteren Theile eine Schmiervorrichtung, gewöhnlich aus einem Schwamm oder Schmierpolster mit Feder bestehend, durch welche das Oel an die Axe geleitet wird. Der Zugangskanal ist von Aussen erreichbar, so dass der Wagen beim Oelen nicht gekippt zu werden braucht. Auf jeder Seite der Schmierkammer liegt eine Filzlappenverdichtung, damit das Oel nicht heraustropfen kann.

Die Figur 157 zeigt die auf langen Stollen und Strecken der Kohlenwerke gebräuchlichsten Wagen.

Das Entleeren der Wagen geschieht wie schon erwähnt in den meisten Fällen durch Aufkippen, weshalb die Wagen „Vorderkipper“ genannt werden.

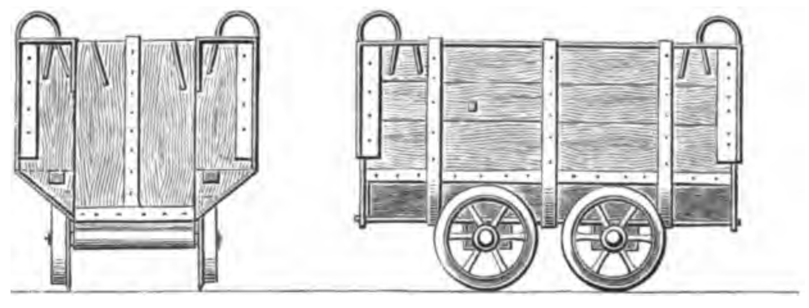


Fig. 157.

Zu dem Zwecke ist der vordere Theil des Wagens mit einer Thür verschlossen, welche ihre Aufhängung in einem über den Wagen um 15 bis 20 cm überragenden Bügel hat, damit der Inhalt desselben ohne Störung und leicht von Statten geht, wie das aus der Figur 158 deutlich zu ersehen ist. Der höher

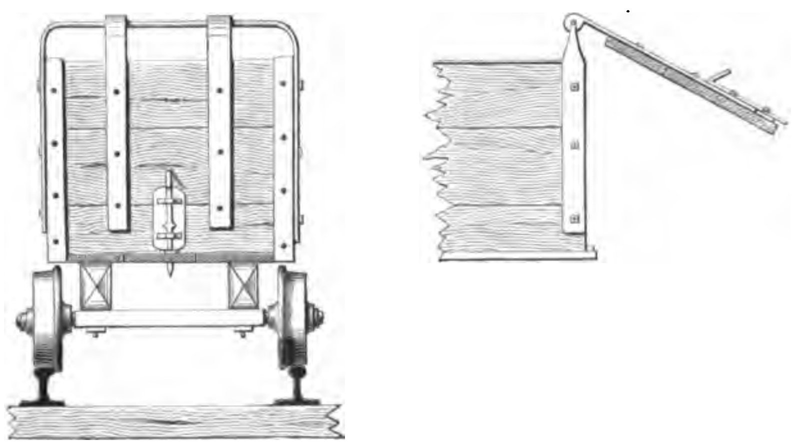


Fig. 158.

stehende Bügel hat jedoch auch manche Unbequemlichkeiten weshalb man bei der Construction der eisernen Förderwagen darauf Rücksicht genommen und durch die eigenthümliche, in Figur 159 dargestellte fischkopfähnliche Construction, den Thürverschluss vollständig umgangen hat. Der vordere Theil wird dann um ein bedeutendes länger, damit sich das Gewicht des mit Böschung nach vorn abgelagerten Haufwerks, mit dem im hinteren Theil

des Wagens senkrecht aufsteigendem ausgleicht. Solche Wagen können aber nicht gut in Zügen mit einander verbunden, gefahren werden da die Kuppellungsvorrichtungen nicht anzubringen sind.

Bei starker Förderung auf Kohlenwerken hat man auch Wagen ohne Thüren construirt und entleert diese durch die Wippe. Diese Wippe ist ungefähr folgendermaassen construirt: Ein in zwei Zapfen drehbares Gerippe, in welches man den Förderwagen einschiebt und durch Leisten und Riegel feststellt, wird vermittelst Kurbel und Zahnradübersetzung um ca. 180^0 gedreht und dadurch der Wagen entleert.

Viel einfacher wird jetzt das Gerippe von Eisen hergestellt, wie in Figur 160 skizzirt. Zwei kreisrunde Ringe *b*, *b* bilden durch die Längsverbände *n*, *n* und dem Schienenlauf, resp. dem Gestänge *m*, *m* einen Cylinder

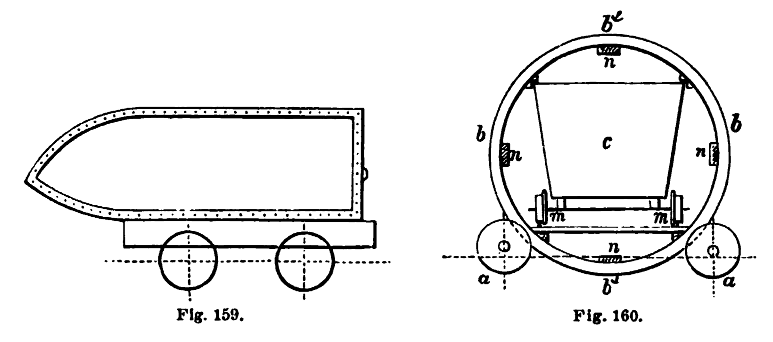


Fig. 159. Fig. 160.

in welchen der Wagen *c*, hineingeschoben und durch Riegel befestigt wird. Dieser Cylinder ruht auf 4 Rollen *a*, *a* . . welche beiderseits erhöhten Rand haben. Dadurch nun, dass der Schwerpunkt des gefüllten Wagens über dem Mittelpunkt des Cylinders liegt, lässt sich der Wagen leicht kippen resp. der Cylinder auf den Rollen leicht drehen, damit der Wagen zum seitlichen Kippen kommt. Ist derselbe ausgeladen, so tritt der umgekehrte Fall ein, der Schwerpunkt liegt jetzt unter dem Mittelpunkt des Kreises, resp. der Mitte des Cylinders und derselbe mit dem Wagen lässt sich dann wieder leicht in seine frühere Stellung zum Anschluss an das Fördergeleise zurückbringen.

Bei der Construction der Wagen für Stollenanlagen, von dem Grundsatze ausgehend, dass nur englische Wagen auf Schienengeleisen beweglich, angewendet werden, muss man, insofern nicht schon vorhandenes rollendes Material zur Verwendung kommen soll, folgende Principien festhalten:

1. Den Kasten mache man lang und schmal.
2. Die Räder haben wohl einen grösseren Effect, wenn sie hoch sind, man nehme aber den Durchmesser nicht über 50 cm, da sonst alle übrigen Verhältnisse des Stollenbaues in Mitleidenschaft gezogen werden.

3. Schmale Spur ist bei Krümmungen wohl besser zu verwerthen, das Fördergefäss lässt sich aber bei einem gewissen vorgeschriebenen Inhalt nicht stabil genug bei schmaler Spur anordnen, man gehe desshalb nicht unter 50 cm und nicht über 70 cm hinaus.
4. Die Axen ordne man ziemlich in der Mitte nahe bei einander stehend an, damit der Wagen leichter durch die Krümmungen geht.
5. Die Räder werden am besten unter dem Boden stehend angeordnet.
6. Für wenig geneigte Förderbahnen ist zwischen den Rädern ein paar Bremsbacken anzuordnen, so dass dieselben vom Wagenstösser mit einer Hand leicht gehandhabt werden können.

Folgende Tabelle zeigt die Dimensionen der auf grösseren Bergwerken in Anwendung befindlichen Wagen, zusammengestellt nach den Angaben von Serlo Bergbaukunde etc.

Tabelle No. 20.

Angabe der Dimensionen etc. von Förderwagen, welche auf verschiedenen Gruben gebräuchlich sind.

Laufende Nr.	Nähere Bezeichnung der Fördergefässe	Dimensionen des Kastens			Inhalt cbm	Material, aus welchem dieselben gebaut sind	Bemerkungen
		Länge	Breite	Höhe			
1	Steinkohlen-Gruben zu Saarbrücken, Förderwagen	1,308	0,523	0,471	0,329	Von Holz 26 mm st.	500 kg Kohlen enthaltend.
2	Steinkohlen-Gruben in Westfalen, Förderwagen	1,726	0,615	0,523	0,555	Eisen und Holz	5½ hl Kohlen enthaltend.
3	Förderwagen auf Grube Gouley bei Achen . . .	1,439	0,706	0,706	0,717	Aus 3 mm st. Eisenblech	7½ hl Kohlen enthaltend.
4	Förderwagen auf englischen Gruben	1,040	0,863	0,785	0,704	Von Holz 23 mm st.	12 Ctr. Ladefähigkeit.
5	Förderwagen auf d. Grube Grand Horme in Belgien	1,120	0,53	0,570	0,338	Aus 2 mm st. Eisenblech	7½ Ctr. Ladefähigkeit.
6	Auf dem Schacht Bolze bei Eisleben	0,706	0,706	0,785	0,391	Aus 7 mm st. Eisenblech	—
7	Auf Grube cons. Paulus in Oberschlesien	1,517	Querschnitt in Curven	0,575	—	Aus 4½ mm st. Eisenblech	11 Ctr. Ladefähigkeit.

Die Deutsche Wagenförderung ist durch die sogen. englische fast überall verdrängt worden, weil das englische Fördersystem mit Schienen das einzige praktische ist.

Grosse Aufmerksamkeit erfordern die im Geleis anzulegenden Ausweichen, Wechsel, und Drehscheiben, damit das Gestänge eines Stollens mit denjenigen, von dem Stollen ausgehenden Nebenbauten in Verbindung gebracht werden kann.

Auf Kohlengruben, wo von einer Grundstrecke aus sehr viele Abbaustrecken getrieben werden, die nur kurze Zeit im Betriebe sind, macht man die Weichen so einfach als möglich und zwar in folgender Weise:

Man haut die Schienen an der Seite, nach welcher die Weiche resp. der Wechsel stattfinden soll, einfach ein, um den Spurkränzen der Räder

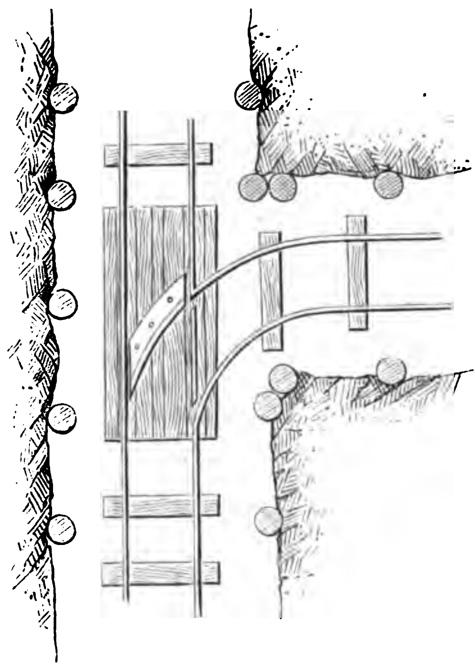


Fig. 161.

den Durchgang zu verschaffen, wie Figur 161 zeigt. Hieran legt man die Curvenschiene an und in der Mitte des Hauptgeleises auf Bohlen, ein nach der Curve gebogenes Eisenstück, welches mit versenkten Schrauben auf dem darunter liegenden Bohlenbelag befestigt wird. Beim Benutzen des rechtsabgehenden Geleises wird der Wagen sobald er in die Nähe des Wechsels kommt in dem Hauptgeleise, welches an der Stelle etwas erweiterte Spur hat, von dem Wagenstösser geeckt d. h. auf der linken Seite hereingedrückt und auf der rechten Seite zurückgehalten, so dass der Spurkranz des vorderen linken Rades das Curveneisen erfasst. Sobald dies geschehen, geht der Wagen in das rechts abgehende Geleise. — Die Ecken der

beiden oberen Wechselschienen werden am besten als Winkelstücke in der Schmiede zusammengeschweisst oder auf einer eisernen Grundplatte zusammen befestigt.

Besser noch ist die einfache Schubweiche mit zwei beweglichen Schienen und einem zur Seite stehenden Weichenbock, wie in Figur 162 angegeben. Die beiden Schienenenden sind mit Hülfe eines Hebels verschiebbar, indem sie auf einer gemeinschaftlichen Platte befestigt sind, welche durch eine Zugstange mit dem Hebel verbunden ist. Zum Befahren der Geleise wird das verbundene Schienenpaar jenachdem durch die Hebelbe-

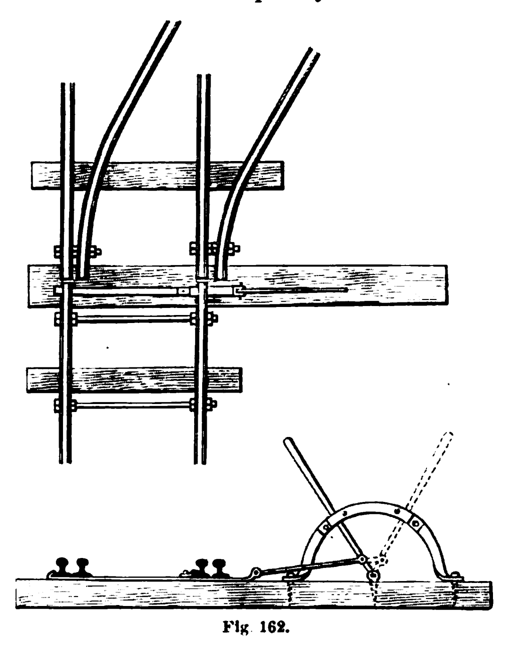


Fig. 162.

wegung entweder nach rechts oder nach links gezogen resp. gedrückt. Die zwei Schienenenden sind ebenfalls durch Bolzen mit einander verbunden und haben nur so viel Zwischenraum, dass die Spurkränze bequem durchgehen. Die beweglichen Schienenenden müssen mit Verbindungsstangen von Eisen in ihrer Lage gehalten werden, damit sich nicht die Spur durch Ausbauchen der Schienen ändern kann.

Bei Pferdeförderung im Stollen verwendet man am besten Zungenschienen und Herzstücke von Hartguss, ähnlich solchen in den Betriebsgeleisen der Eisenbahnen; der Pferdeknecht muss immer vorausgehen und die betreffende Weiche stellen. — Man kann auch die Weiche so anordnen, dass sie nach einer Seite hin immer geschlossen bleibt und die durchgehenden Wagen von rückwärts die Weiche selbst öffnen. Dies geschieht durch

einen Winkelhebel mit Gewicht. — Bei Bremsbergen findet man diese Anordnung häufig und zwar in der Weise, dass der volle Wagen die Weiche öffnet und der leere durch die offene durchfährt.

Da wo die Querschläge oder Grundstrecken in der Nähe des Schachtes von Füllörtern d. h. grösseren Räumen, in denen 2 bis 3 Geleise liegen und in welchen sich die Förderung sammelt, ausgehen, legt man am besten eiserne Platten, auf welchen die Schienen endigen. Die eisernen Platten sind Walzeisen und werden, wenn sie über 0,6 bis 1,0 m im Quadrat haben, auf groben Kies, Schotter oder Sand gelegt, und, wenn sie von geringeren Dimensionen sind, auf eine Holzunterlage aufgenagelt. Die Platten bekommen aufgenietete gekrümmte Erhöhungen, welche am Ende der Platte die Höhe der Schienen haben, Figur 163 *a*, *a* .., damit der Wagen bequem in das Schienengeleise einläuft. Diese Eisenstücke werden Einlaufhörner genannt

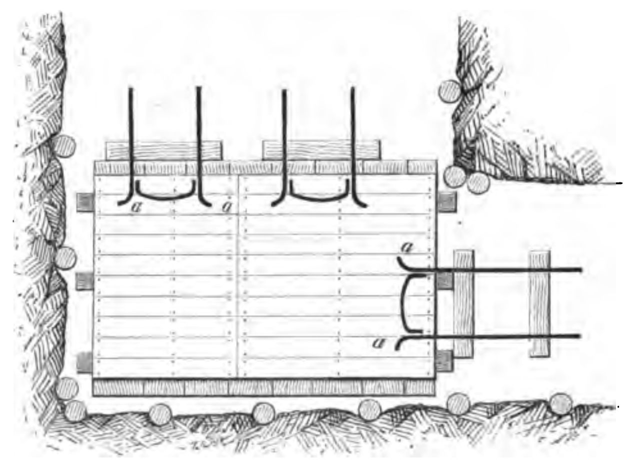


Fig. 163.

und an diese schliesst sich dann das betreffende Fördergeleise an. — Sobald also der Förderwagen von einem Geleise her auf die Platte kommt, kann er auf der glatten Fläche bequem nach allen Richtungen gedreht werden, um beliebig in ein anderes an die Platte anschliessendes Geleise einzulaufen. Zur besseren Führung des Wagens wird in der Mitte des Geleises der Bogen aus Flacheisen angebracht, welcher das Geleis in der Mitte schliesst damit die Spurkränze nach den Schienen gedrängt werden.

Bei einer Strecke, welche ziemlich rechtwinklig von einem Stollen zur Seite abgeht, ist es wohl nicht gut möglich ausser der genannten Vorrichtung mit Platten einen anderen Wechsel resp. Weiche, sei es auch der einfachsten Art, einzulegen. Zuweilen, wenn nur ein Geleise rechtwinklig abgeht, genügt auch eine Drehscheibe, die jetzt in neuerer Zeit sehr einfach aus Gusseisen hergestellt worden. Es ist eine einfache guss-

eiserne Platte, welche sich auf einem abgedrehten Zapfen bewegt. Zur Unterstützung der Platte an der Peripherie sind kleine Rollen von Gusseisen angebracht, auf welchen die Platte mit einer ringförmig abgedrehten Fläche sich ohne Hinderniss dreht. Zapfen und Rollen liegen in einem gusseisernen Kasten, der einen durchbrochenen Boden hat. Auf der Platte wird durch aufgenietete Eisenstäbe das Geleise hergestellt und zwar nach zwei sich kreuzenden Richtungen.

Für Räder, welche zwei Spurkränze haben und die hauptsächlich auf englischen Gruben im Gebrauche sind, hat man bei Kreuzungen und Weichen folgende einfache Vorrichtungen:

Das Herzstück *b* Figur 164 besteht aus einer gusseisernen Platte mit zwei sich kreuzenden aufgegossenen Leisten. Die hieran stossende Schiene

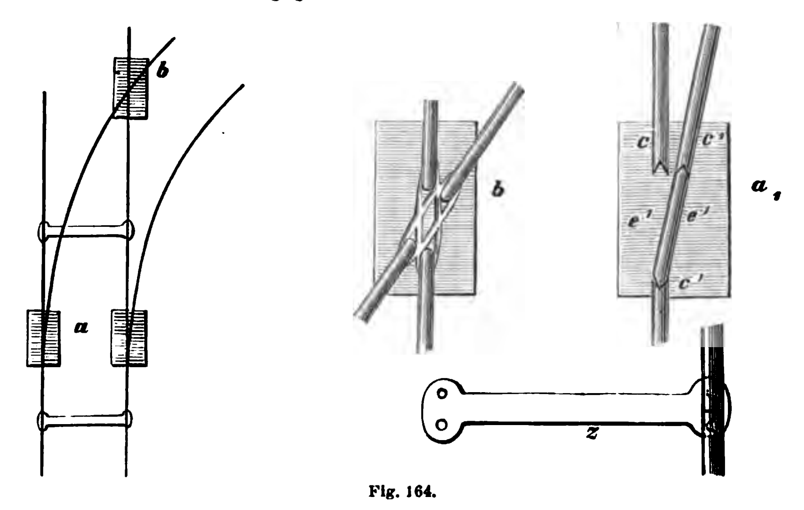


Fig. 164.

ist vorn mit einem Haken in dem vorhandenen Loch befestigt. Die Weichenspitze besteht wieder aus einer Platte *a*, auf welcher die Schienenenden *cc* durch Haken befestigt sind. Diese Schienenenden sind schwalbenschwanzförmig eingeschnitten und in diese Einschnitte *cc'* wird das Schienenstück *e'* eingelegt, sobald das Fördergefäss gerade ausgehen soll und in der Richtung *c'c'*, sobald das Fördergefäss die Weiche befahren soll. Der Arbeiter, welcher den Förderwagen bewegt, muss, wenn er die Fahrrichtung ändern will, vorerst die zwei Schienenstücke in *a* verlegen. Die Schienen dieses Gestänges sind aus Rundeisen und an jedem Ende hakenförmig gebogen. Mit diesen Haken werden sie in eiserne Stege mit 4 Augen eingelegt, Figur 164 *z*. Im Uebrigen brauchen die Schienen nur Brett- oder Steinunterlagen, da die Räder mit doppelten Spurkränzen die Spur inne halten. Die Bahn fährt sich gut und ist ausserordentlich leicht transportabel.

Bei den meisten Stollenanlagen werden die Weichen sehr oft recht stiefmütterlich behandelt und man erwägt nicht den grossen Nachtheil, der durch den jedesmaligen Aufenthalt der Förderleute entsteht, wenn beim Passiren der Weichen eine Entgleisung stattfindet. Nicht allein, dass so und so viel Arbeitszeit verloren geht, sondern auch die Geräthschaften werden ruinirt. Fast alle Radbrüche kommen durch den Stoss bei schlecht gelegten Weichen vor. Man sollte hier die am unrichtigen Platze eingerissene Oekonomie durchaus verwerfen und nur gute Weichen, wie die in Figur 162 beschriebene und skizzirte, sowie bei Pferdeförderung nur Zungenweichen mit Herzstücken von Hartguss nach Art der Betriebsgeleise, verwenden. Sodann muss ein besonderer Arbeiter dazu angestellt sein, welcher die Weichen von allem Schmutz befreit und sie überhaupt in einem gangbaren Zustande erhält.

Wenn auch sonst in einem Stollen über dem Geleise oft das Wasser steht oder zwischen dem Geleise durchgeleitet wird, so ist es doch in jedem Falle räthlich die Weiche trocken zu halten, da das Wasser feinen Sand mitspült, der in der Weiche sich festsetzt und somit die grösste Ursache an der Unbeweglichkeit derselben ist.

Bei sehr langen Stollen müssen die Fördergefässe sich auf dem Wege nach dem Endpunkt desselben öfters begegnen, namentlich wenn durch den Stollen hindurch eine Förderung aus den Nebenstrecken her stattfindet also im Stollen selbst in ein und derselben Zeit sehr viele Wagen hin und zurückgehen. Zu diesem Zwecke werden in gewissen Zwischenräumen von 300 bis 800 m sogenannte Ausweichen oder Wechsel angelegt.

Bei kurzen Strecken, namentlich Querschlägen ist es sehr praktisch, von vorn herein gleich zwei Geleise in den Stollen zu legen, bei langen Stollen ist es jedoch von selbst geboten, statt dieser bedeutenden Mehrausgaben, sich auf andere Weise zu helfen.

Dies geschieht nun durch eine Erweiterung des Stollens nach der einen oder der anderen Seite oder nach beiden Seiten hin, um einen Wechsel mit dem dazu gehörigen Nebenstrang, resp. ein zweites Gestänge oder eine sonstige Vorrichtung anzubringen, auf welcher die in einer Richtung gehenden Wagen warten, bis die nach der anderen Richtung gehenden vorüber sind.

Die einfachste Anlage dieser Art ist, den Stollen nach einer Seite hin zu erweitern und in der Mitte der Kappen, Figur 165 einen Unterzug anzubringen. Dieser Unterzug kann nur soweit gehen, als es die beiden Geleise bei dem immer Näherzusammengehen, zulassen. Man nimmt also vorerst, wo der Wechsel im Stollen bestimmt ist, die beiden Stösse oder auch nur einen nach und verzimmert dieselbe mit immer länger werdenden Kappen, so dass der Stollen quasi eine Ausbauchung nach beiden Seiten und im anderen Falle nur nach einer Seite zu erhält. Sodann wird das Haupt-

geleise, im ersten Falle in einem Bogen, gelegt, um für den Nebenstrang Platz zu gewinnen und im zweiten Falle wird nur der Nebenstrang zur Seite gelegt. Dieser Nebenstrang wird durch zwei Weichen *a* und *b* mit dem Haupt-

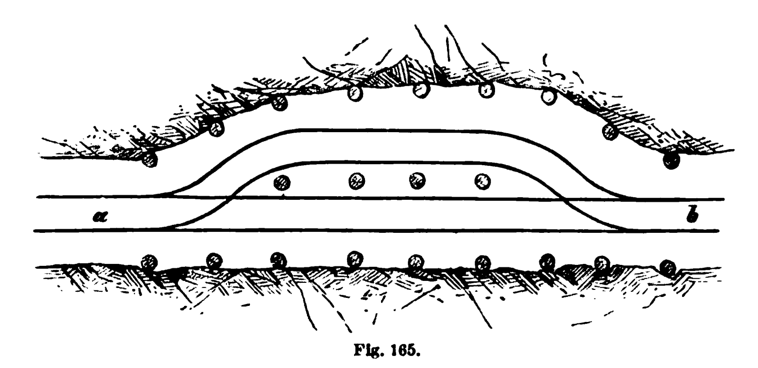


Fig. 165.

strang verbunden. Die Weichen werden so gestellt, dass die erste in der Richtung von *a* nach *b* offen und die bei *b* geschlossen ist und also sich selbst durch den, die Weiche passirenden Wagen öffnet. Bei dieser Stellung ist die

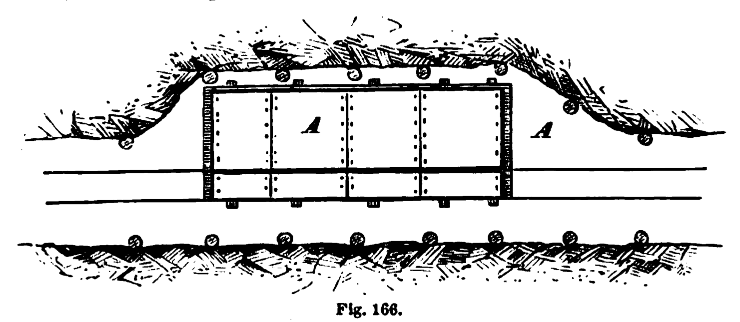


Fig. 166.

Weiche für die leer zurückkommenden Wagen bei *b* für den Nebenstrang offen und bei *a* geschlossen; hier wird sie also ebenfalls durch die Wagen selbst geöffnet. Ein besonderer Weichensteller ist also bei einer Zungenweiche in diesem Falle nicht nöthig, jedoch bei jeder anderen Weichenvorrichtung.

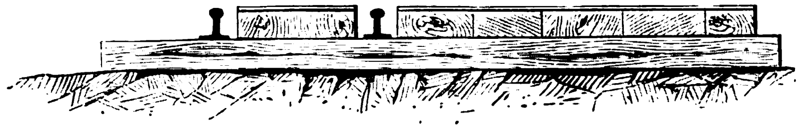


Fig. 167.

Ist die Ausweiche nur vorübergehend im Gebrauche, so hilft man sich einfach auf folgende Weise: Man erweitert den Stollen nur auf einer Seite Figur 166 und 167 und füllt den Raum *A*, sowie den Zwischenraum des Geleises einfach mit einem Bohlenbelag aus und, wenn es besonders gut

gemacht werden soll, so nagelt man über den Bohlenbelag noch starkes Blech. Die leeren Wagen werden nun an dieser Stelle einfach durch Kippen an beiden Enden aus dem Geleise gehoben und auf dem glatten Bohlenbelag zur Seite geschoben. Sind die vollen Wagen durchgegangen, so werden die leeren wieder in's Geleise gebracht und die Förderung geht ungehindert weiter. — Das Herausheben der leeren Wagen aus dem Geleise und Bewegen derselben auf dem Bohlenbelag ist so einfach und leicht zu bewerkstelligen, dass es mit der grössten Sicherheit ausgeführt werden kann und die Förderung hierdurch ebensowenig Störung erleidet als durch Anlage eines Weichenstranges. Dieser letztere ist nur bei Stollenanlagen, in welchem eine Förderung nicht auf kurze Zeit, sondern auf eine lange Reihe von Jahren stattfindet, sodann bei grossen unbeholfenen Wagen und bei Pferdeförderung zu empfehlen.

Ueber die Leistungen der Förderungen durch Menschen giebt Serlo [Leitfaden zur Bergbaukunde etc.] folgende übersichtliche Resultate an:

Auf Saarbrücker Gruben beträgt die Geschwindigkeit der Förderung durch einen Schlepper bei deutschen Schienen in der Minute 52 m d. h. den vollen Wagen hin und den leeren zurück im Durchschnitt genommen. Bei englischen Geleise 73 m.

Für das Füllen eines 10 Ctr. haltenden Wagens bedarf man 15 Minuten, für das Entleeren 3 Minuten. Es können demnach in einer 8 stündigen Schicht transportirt werden:

Tabelle Nr. 21.
Leistung der Wagenförderung in einer 8stündigen Schicht.

Auf eine Länge von Metern	Bei deutschem Gestänge und Wagen à 10 Ctr. Inhalt	Bei englischem Gestänge und Wagen à 10 Ctr. Inhalt
100	18	19
200	15	16
400	11	12
600	9	10
800	7	8
1000	6	7
1200	5	6
1600	4	5
2000	3	4
4000	2	3

Auf einer Grube im Halberstädtischen und zwar auf der Grube bei Eggersdorf hat ein Schlepper pro Schicht 4190000 kgmeter ge-

leistet. — Auf den Gruben bei Waldenburg im sogen. Fuchsstollen sollen nach obiger Angabe ebenfalls vorzügliche Resultate erzielt sein. Bei einer Stollenlänge von 2100 m war die Förderung mit Relais eingerichtet d. h. die vollen Wagen werden bei 500 bis 600 m von einander entfernt liegenden Ausweichen von anderen Arbeitern in Empfang genommen und weiter transportirt und diejenigen Arbeiter, welche den vollen Wagen bis zu der Ausweiche gestossen haben, nehmen die daselbst angekommenen leeren Wagen wieder mit zurück. Es wurden nun hierbei im Jahre 1871 beispielsweise 176160000 Ctr. Kohlen gefördert und darauf 15772 Schlepperschichten verwendet. Mithin pro Schlepperschicht 23457000 kgmeter geleistet.

II. Wagenförderung durch Pferde.

Sind die Förderstrecken ziemlich lang, so rentirt es sich, bei einer regelmässigen Förderung, den Transport der Wagen durch Pferde vorzunehmen. Die Wagen müssen dann, wie in den früheren Kapiteln erwähnt, mit Kuppelvorrichtungen versehen werden. Dabei ist nicht ausser Acht zu lassen, dass die Haken auf der Innenseite des Wagenrahmens eine Feder oder Gummischeibe erhalten, um die Stösse zu vermindern. Bei Wagen von Holzgestellen sind die unter den Wagen befindlichen Langbäume zu verlängern und als Puffer einzurichten. Bei Wagen mit eisernem Untergestell sind besondere Puffer anzubringen, die am einfachsten aus einer vierkantigen Hülse aus dünnem Kesselblech bestehen, in welche ein Holzstück eingesetzt wird, das eine Unterlage von einer starken Gummischeibe erhält, damit der eiserne Rahmen d. i. das Untergestell des Wagens durch den Stoss nicht zuviel leidet. Der Schienenlauf d. h. das Gestänge muss bei Pferdeförderung aber sorgfältiger hergerichtet werden. Bei der Wasserseige unterhalb des Gestänges genügte es bei der Förderung durch Menschen über die Stege nur zwei Bohlen zu legen, allein bei Pferdeförderung muss dieser Bohlenbelag nicht allein ganz gut anschliessend, sondern auch doppelt hergerichtet werden. Sodann müssen auf den oberen Bohlen in Abständen von 0,5 m kleine Leisten aufgenagelt werden, damit die Pferde beim starken Anziehen einen sicheren Halt haben. Es ist klar, dass hierdurch eine vielseitige Reparatur des Laufwerks entsteht, abgesehen von dem Mehrkostenaufwand in der Anlage, auch kann man die Wasserseige nicht mehr so leicht reinigen als bei dem gewöhnlichen Laufwerk, da bei diesem nur die mit einigen Nägeln aufgenagelten Bohlen, den Arbeitern ohne grosse Schwierigkeiten die Reinigung möglich machten. Man verlegt desshalb am besten den Wassergraben ganz zur Seite des Stollens d. h. an den linken oder rechten Stoss oder an beide Stösse zugleich und füllt das Gestänge in der Mitte mit Kleinschlag sorgfältig aus. Die Pferde gehen hierdrauf viel besser als auf Bohlen, wenn sie auch noch so gut mit Leisten beschlagen sind.

In manchen Gruben findet man die Zwischenräume zwischen den Stegen ausgepflastert, allein dies ist nicht gut, wenn nicht die Stege ebenfalls mit überdeckt sind, da auf dem glatten Holz des Steges doch manches Pferd ausrutschen kann, oder wenn das Pflaster sich etwas gesenkt hat, die dadurch höher stehenden Stege für das Pferd oft ein sehr gefährliches Hinderniss sind.

Was nun die Leistung gegenüber der Förderung durch Menschen anbetrifft, so dienen folgende Angaben nach Serlo, Bergbaukunde u. s. w.:

Auf den Gruben in Saarbrücken ist die Leistung der Pferde jenachdem sie stark oder schwach sind, das 6 bis 10fache der Leistung eines Schleppers.

In der 12stündigen Schicht in welcher 2 Stunden für die Rast der Pferde abzurechnen sind, war die Leistung eines Pferdes auf der Sohle des von Krugschachtes auf 1880 m Länge, 3 Züge à 10 Wagen à 10 Ctr. Ladung = 300 Ctr. oder 28200000 kgmeter; auf der Josephasohle auf 1715 m Länge .4 Züge à 10 Wagen = 400 Ctr. = 34300000 kgmeter; auf der Veltheimsohle auf 1000 m Länge 6 Züge à 7 Wagen à 10 Ctr. = 420 Ctr. oder 21000000 kgmeter.

Auf graden Bahnen mit geringem Gefälle kann im Durchschnitt die Leistung für eine 8stündige Schicht wie folgt angenommen werden:

Die Geschwindigkeit des Pferdes beim Zug beträgt ca. 35 m pro Minute; auf gutem englischen Geleise kann ein Pferd 10 Wagen à 10 Ctr. im Durchschnitt ziehen. Hiernach ist die Durchschnitts-Leistung ungefähr folgende:

Tabelle No. 22.

Leistung der Pferdeförderung in einer 8stündigen Schicht.

Bei einer Entfernung in Metern	Ladung in Wagen à 10 Centner
200 Meter	1600 Centner
300 -	1370 -
400 -	1200 -
500 -	1060 -
600 -	960 -
700 -	870 -
800 -	800 -

III. Die Maschinenförderung.

Die bisher erläuterten Fördermethoden sind überall im Stollen da anwendbar, wo für die vollen Wagenladungen ein mässiges Gefälle vorhanden ist. Anders sind jedoch die Verhältnisse bei Stollen und Strecken, die statt des Gefälles Steigung haben. Wenn auch für kurze ansteigende Strecken eine Karrenförderung immerhin noch möglich ist, so reichen doch bei langen ansteigenden Strecken und einer grossen dabei zu bewältigenden Förderung, Menschen- und Thierkräfte nicht aus. Es hat sich desshalb, namentlich auf Steinkohlengruben, wo eine bedeutende Förderung auf den Stollenstrecken vorhanden ist, die Maschinenförderung durch Dampfmaschinen ausgebildet.

Diese Fördermethode hat zwei verschiedene Arten, nämlich den Betrieb durch stationäre Dampfmaschinen und durch Locomotiven.

Der erste Fall kommt ausschliesslich auf Steinkohlengruben vor und ist eine Eigenthümlichkeit des Steinkohlenbergbaues. Ein detaillirtes Eingehen auf diese Fördermethode würde aus dem Rahmen dieses Buches herausfallen.

Die zweite Methode die Förderung durch Locomotiven, welche auf einigen Steinkohlengruben und Erzgruben, besonders aber beim Auffahren von Tunnelrichtstollen in Anwendung kommt, soll in dem nachfolgenden betreffenden Kapitel abgehandelt werden.

Zur Förderung mit stationären Dampfmaschinen sei in allgemeinen Umrissen noch folgendes bemerkt:

Man hat entweder die Maschinenanlage im Stollen oder vor dem Stollen über Tage, jenachdem die Anlage von Abzugsschächten für Rauch und Dampf der Maschine die Aufstellung derselben gestattet. Ferner ist die Einrichtung der Förderung entweder für ein Seil oder eine Kette ohne Ende, oder aber für zwei getrennte Seile.

Bei dem Seil ohne Ende sind entweder zwei Geleise oder nur ein Geleise nöthig, sodann wird entweder das Seil ohne Ende in sich oder mit dem eingeschalteten Zuge geschlossen.

Da wo das Seil in sich geschlossen ist und dasselbe eine continuirliche Bewegung hat, wird der Zug dadurch in Bewegung gesetzt, dass durch eine Bremse am vordersten Wagen das unter dem Zug durchgehende Seil festgefasst wird. Sobald der Zug von dem Förderseil abgelöst werden soll, wird die Bremse geöffnet. Im vorderen Wagen sitzt desshalb bei jedem Zuge ein Mann, welcher die Manipulationen mit der Bremse ausführt.

Bei der Seilförderung mit Seil ohne Ende durch eingeschlossenen Zug sind gewöhnlich zwei Seile vorhanden, welche verschieden stark sind und auf 2 verschiedene Seiltrommeln sich auf und abwickeln. Das eine Seil

zieht den vollen Zug und heisst Vorderseil und das andere den leeren Zug und heisst Hinterseil. Es ist natürlich, dass die Trommel des leer gehenden Seiles jedesmal von der Treiberolle ausgekuppelt werden muss.

Die Fördereinrichtung der zwei getrennten Seile besteht im Wesentlichen aus zwei Dampfmaschinen an den beiden Endpunkten der Förderstrecke, man ist hierbei an eine gewisse Anzahl von Wagen in den einzelnen Zügen durchaus nicht gebunden.

Die Fördermethode mit der Kette ohne Ende besteht im Wesentlichen darin, dass zwei Scheiben horizontal bewegt werden, deren Axe also senkrecht oder etwas gering geneigt steht und um welche die Kette ohne Ende herumgelegt ist. Die zwei Scheiben sind hoch angebracht, so dass die Wagen darunter weg gehen können. Am Anfang der Förderbahn werden dieselben unter die Kette geschoben und dann von der sich herunter senkenden Kette in einer Gabel gefasst und mitgenommen; am anderen Ende der Förderung, wo die Kette über die höher liegende Scheibe geht, verlässt die Kette von selbst den Wagen und er wird dann auf die Nebengeleise gebracht zur Entleerung.

Der Effect dieser erwähnten Maschinenförderung ist gegen den der Pferdeförderung ziemlich bedeutend; derselbe soll durch einige Angaben nach Serlo, Bergbaukunde etc. hier näher erläutert werden:

Auf der Peltongrube in England ist mit einem Seil von 22 mm durch eine Maschine von 25 Pferdekraft bei 2,5 m Geschw. per Sec. ein Zug von 40 Wagen à 7 Ctr. gefördert worden.

Anf Grube Kirkless Hall ist eine 12pferdige Maschine im Betrieb; hierdurch werden 14 bis 20 Wagen à 6 Ctr. Ladung auf 823 m Länge in 7 Minuten transportirt.

Auf der Sherburn Grube bei Durham werden durch eine 45pferdige Maschine mit Hinter- und Vorderseil jedesmal 35 Wagen zu $7^3/_4$ Ctr. Ladung mit einer Geschwindigkeit von 6,69 m in der Sec. gefördert.

Auf der Grube Houghton le Spring werden in einem Zuge 44 Wagen mit 4,47 m Geschwindigkeit per Sec. und auf der Grube Monkwearnouth bei Sunderland auf 1000 m Transportweite 40 Wagen zu $9^1/_2$ Ctr. in 4 Minuten gefördert.

Im von der Heidtstollen bei Saarbrücken ist eine Fördereinrichtung in der Weise, dass eine Maschine vor dem Stollenmundloch und die andere am Ende des Stollens angebracht ist. Die Züge bestehen aus 80 Wagen à 10 Ctr. Ladung und man fördert mit einer Geschwindigkeit von 3,139 m per Sec.

Bei der Kette ohne Ende ist die Geschwindigkeit nicht so gross, sie liegt zwischen 0,6 und 1,5 m per Sec. Die Kosten dieser Förderungsmethode stellen sich nach derselben Quelle um 50 % billiger bei längeren Förderstrecken gegen diejenigen durch lebende Motoren.

IV. Navigationsförderung.

Diese Fördermethoden mit Schiffen ist noch sehr selten im Gebrauche, weil das Anstauen bedeutender Wassermassen sehr nachtheilig ist für die tiefer gelegenen Grubenbauten welche in der Nähe sind, auch müssen die Stollendimensionen über das übliche Maass hinaus geschroben werden, was für die Erhaltung und Sicherheit derselben grosse Opfer verlangt. Bis jetzt ist in Deutschland nur noch in einer tieferen Wasserstrecke am Oberharze diese Fördermethode im Gebrauche.

Die Boote resp. Kähne welche daselbst verwendet werden, laden 100 bis 150 Ctr. Erze.

Nach Serlo, Bergbaukunde etc. bringt daselbst 1 Mann 1 Boot gefüllt her und leer zurück in 8½ Stunden auf eine Transportweite von 4050 m. Die Geschw. mit dem vollen Boot beträgt 11,5 und die des leeren Bootes 23 m per Minute.

V. Förderungsmethoden bei Anlage von Tunnelrichtstollen.

Andere Principien als bei Bergwerken gelten bei der Förderung in einem Richtstollen für Tunnelbauten. Hier handelt es sich nicht nur um eine Förderungsmethode, welche auf dem schnellsten und billigsten Wege die Schuttmassen aus dem Stollen herausschafft, sondern es muss auch Rücksicht genommen werden, dass die ganze Anlage, sofern der Richtstollen als Sohlenstollen oder auf der Sohle des Tunnelgewölbes [Kalottensohle] getrieben wird, für den späteren Gebrauch, beim Vollausbruch und der Mauerung noch mit Vortheil benutzt werden kann.

Eine Förderung welche beim Beginn des Stollens als provisorisch eingerichtet werden muss, kann nur in der Anwendung von Bockkarren bestehen. Sobald aber der Richtstollen 100 bis 150 m fortgeschritten ist, empfiehlt es sich, eine Wagenförderung einzurichten.

Man thut wohl, sofort einen Schienenstrang zu legen und zwar, falls der Richtstollen zugleich Sohlenstollen ist, kräftige alte Eisenbahnschienen und für den Fall, dass der Richtstollen Firststollen ist, sogen. Grubenschienen.

Bei einem Sohlenstollen bleibt das Geleise liegen und für die Ausführung der Vollausbruchs- und Mauerungsarbeiten ist es gut, wenn recht kräftige Schienen vorhanden sind, damit dieselben nicht leicht von herabfallenden grösseren Steinen oder schweren Hölzern verbogen und ebenso bei den Sprengarbeiten in unmittelbarer Nähe des Geleises bei dem Ausbruch des ganzen Profils nicht so leicht zertrümmert werden.

In einem Firstsollen empfiehlt es sich desshalb Schienen kleineren

Profils zu nehmen, weil das Geleise bei vorrückendem Vollausbruch des Tunnels abgebrochen und transportirt werden muss.

Was die Form der Wagen anbelangt, so richtet sich dieselbe wie schon gesagt nach den übrigen Arbeiten im Tunnel und nach dem Bausystem desselben. Ob die Wagen als Vorderkipper oder Seitenkipper anzuordnen sind, hängt lediglich davon ab, ob die Schuttmassen aus dem Tunnel zur Dammbildung benutzt werden müssen oder ob sie bequem zur Seite deponirt werden können, ob ein Umladen im Tunnel stattfindet oder nicht u. s. w.

Da die zu fördernden Schuttmassen aus dem Tunnel heraus und Mauermaterialien in den Tunnel hineinzutransportiren, bedeutende Transporte verursachen und einen Einzeltransport der Förderwagen nicht zulassen, sondern in Zügen gefahren werden müssen, so sind in den meisten Fällen, da wo ein Umladen nicht stattfindet, Seitenkipper anzuordnen, zumal bei einem Vorderkipper die Anordnung der Puffer und der Kuppelung zur Benutzung der Wagen in Zügen zu fahren, Schwierigkeiten verursacht und umständlich ist.

Im Allgemeinen lässt sich über Anwendung der Seitenkipper folgendes sagen: Die Anordnung der Seitenkipper für Stollenbetrieb ist immerhin etwas schwierig, insofern als für den Wagen der Platz, nicht allein im Richt stollen selbst, sondern auch im Tunnel oft durch die anzubringende Bölzung, Gerüste u. s. w. sehr beschränkt ist. Man hat grosse, langgestreckte und niedrige Tunnelwagen mit zwei losen Seitenbrettern ohne Kippvorrichtung construirt, die bei der dadurch erzielten, geringen Höhe viel Inhalt haben und die namentlich bei der Ausmauerung sehr vortheilhaft sind; jedoch ist die Entladung mit der Schaufel zu kostspielig und zeitraubend; eine solche Fördereinrichtung erfordert einen grossen Wagentrain, ist also auch in der Anlage zu kostspielig. Besser sind immer zwei Geleise im Tunnel zu haben und öfters mit kleinen Wagen in Zügen zu fahren.

Bei sehr langen Tunnels, wo der Richtstollen gewöhnlich mit Bohrmaschinen betrieben wird, ist es Hauptaufgabe die Schuttmassen vor Ort so rasch als möglich zu beseitigen. Nur von der raschen Förderung der Berge ist ein grösserer oder geringerer Fortschritt beim Stollenbetrieb bedingt. Es haben sich desshalb hierbei verschiedene Systeme herausgebildet, die aber bis jetzt noch alle daran zu leiden haben, dass die Einrichtung der Förderung nicht mit den anderen Tunnelarbeiten in Einklang zu bringen ist. Die Förderung im Richtstollen darf unter keiner Bedingung zu gleicher Zeit störend auf die übrigen Tunnelarbeiten einwirken. Bei manchen Anlagen werden die Schuttmassen durch maschinelle Vorrichtungen in die bereit stehenden Tunnelwagen verladen und man hat hierbei ohne Rücksicht auf die Kostspieligkeit der Anlage gute Resultate betreffs des geringsten Zeitaufwandes erzielt. Solche kostspielige Anlagen sind jedoch nur bei sehr langen Tunnels zu verantworten und es bleibt die Aufgabe, ein Förder-

system ausfindig zu machen, was bei der geringsten Einfachheit den grössten Nutzeffect hat.

Auch in Bezug des raschen Fortschrittes der Richtstollen darf der Querschnitt derselben nicht übermässig gross sein und sind hierdurch den Dimensionen der Fördergefässe ebenfalls Schranken gesetzt. Im Allgemeinen hat sich ein Querschnitt von 7 bis 9 qm als zweckentsprechend herausgestellt und als passendes Geleise dasjenige von 90 cm Spurweite.

Die gebräuchlichsten Tunnelwagen und Fördersysteme bei Richtstollen sollen nun hier durch Beschreibung der Fördereinrichtungen bei verschiedenen Tunnelanlagen vorgeführt werden, um aus dieser übersichtlichen Darstellung das zweckmässigste für etwa vorliegende Fälle harauszunehmen und anzuwenden. Man kann nicht sagen, das eine oder das andere sei besser oder schlechter, sondern man muss die anderweitigen dabei obwaltenden Verhältnisse mit berücksichtigen, um einen sicheren Schluss auf Brauchbarkeit und Anwendbarkeit ziehen zu können.

A. Die Förderanlagen beim Bau des Ochsenkopftunnels in der Linie Dittersbach-Glatz.

Hier wurden die in Figur 168 abgebildeten Muldenkipper mit grossem Vortheil benutzt, da die Ausbruchsmassen des Tunnels zur Dammbildung verwendet wurden und die Wagen desshalb nach beiden Seiten hin beliebig auskippen mussten. Der Kasten besteht aus einer Mulde deren Boden kreisförmig gebogen ist, welche auf Querschwellen ruht, die eine entgegengesetzte Biegung haben, damit der Muldenkasten sich auf denselben nach der Seite hin drehen und eine solche Lage annehmen kann, dass eine vollständige und rasche Entleerung beim Kippen stattfindet. An den beiden Kopfbrettern sind je zwei eiserne Zapfen angebracht, welche sich in den, grossen Spielraum lassenden, zangenförmigen eisernen Oesen bewegen. Diese Oesen sind auf der Innenseite offen, damit der eine Zapfen beim Umlegen nach der Seite haraustreten kann. Die Mulde wird dann, sobald sie in die seitlich zum Kippen nothwendige Lage kommt, durch den anderen Zapfen festgehalten, damit sie nicht ganz vom Wagen abfallen kann. Beim Fahren auf dem Geleise wird der Muldenkasten durch die zwei seitlich angebrachten eisernen Haken in seiner horizontalen Lage erhalten. Zum Kippen wird zuerst der Haken an derjenigen Seite gelöst, nach welcher gekippt werden soll. Sodann drückt ein Arbeiter mit einer in den Wagenrahmen eingesteckten Holzstange die Mulde nach der Kippseite und man löst den zweiten Haken. Das Andrücken muss geschehen, da die Mulde das Bestreben hat, nach jeder Seite gleich leicht zu kippen. In der Figur 168 ist der Muldenkipper mit Bremsvorrichtung gezeichnet, deren zu je 5 Wagen einer vorhanden war. Die Bremse wurde durch einen Mann, welcher auf dem Wagen stehen musste, bedient. Beim Rangiren des Zuges muste darauf Bedacht

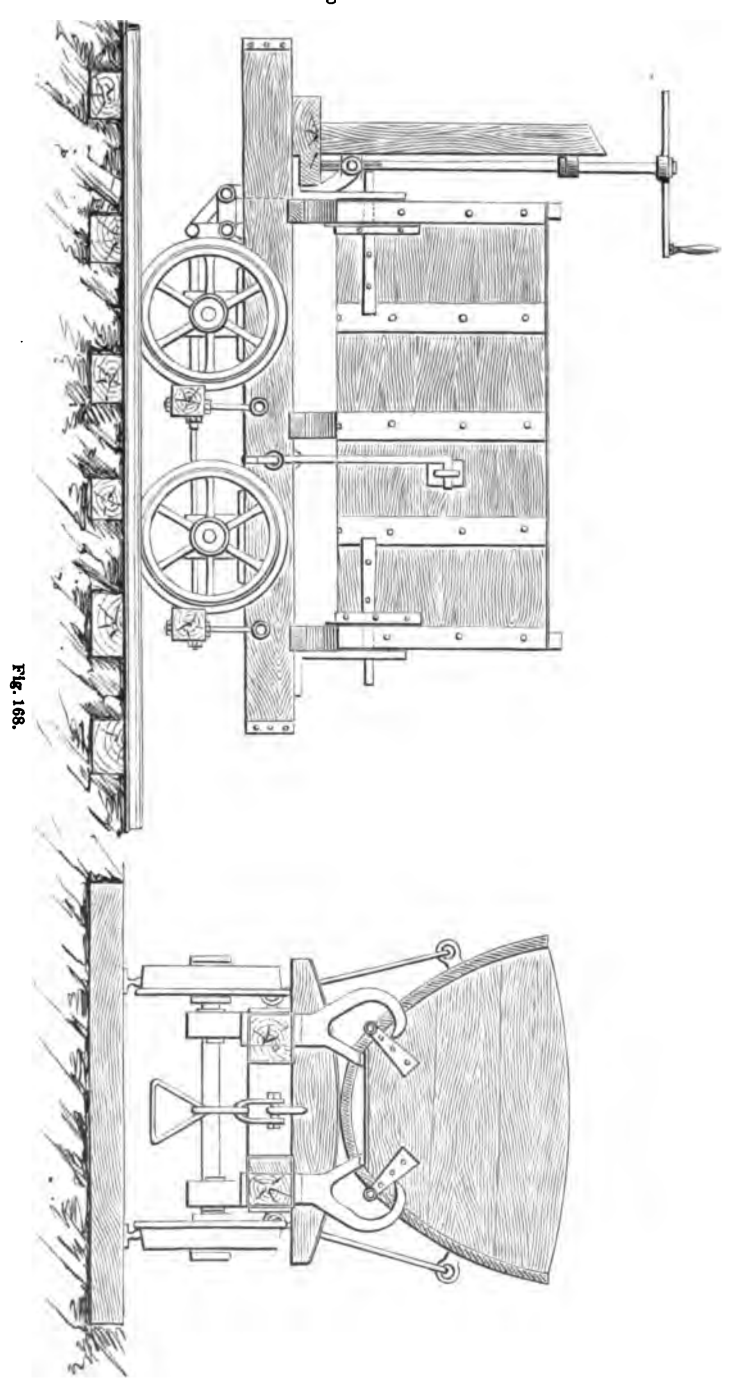


Fig. 168.

genommen werden, dass auf jeden 4. Wagen ein Bremswagen folgte. Die Räder waren fest und die Axen in einem geschlossenen Lagerkasten beweglich. Der obere Theil des Lagerkastens hatte eine Lagerschaale von Compositionsmetall und der untere Theil eine Patentschmiervorrichtung. Der Kasten ist aus 0,05 m starken Tannenbohlen und kräftig mit Eisen beschlagen. Der ganze Wagen wurde von zwei Schleppern bedient und hatte ca. 0,8 cbm Inhalt. Der Raum der Mulde ist für zwei Förderleute etwas zu gering ausgefallen und hätte können hier bequem bis zu 1,0 oder 1,3 cbm Inhalt angenommen werden.

Ausser diesen Muldenkippern waren noch sogen. Plateauwagen für den Transport der Mauermaterialien vorhanden. Dieselben hatten einen horizontalen Boden und nur zwei Kopfbretter. Die mit Mauermaterialien beladenen Wagen wurden in dem fertigen Tunnelstück auf einem Nebengeleise, verbunden mit dem Hauptgeleise durch zwei Weichen, aufgestellt und sobald die Schuttwagen aus dem Stollen heraus waren in der Zwischenzeit in die Mauerstücke geschoben. Die Bergeförderung vor dem Richtstollen geschah in folgender Weise:

Sobald die Maschinenbohrlöcher abgethan waren und der Zugang zum Ort durch die Ventilationsvorrichtung ermöglicht wurde, räumte man zuerst die Schuttmassen vermittelst Kratzen und eiserner Muldentröge zur Seite des Stollens und, wenn es sehr viel waren, so wurden dieselben zum grossen Theil an den beiden Stössen des Stollens aufgestapelt, damit es in kürzester Zeit möglich wurde, die Bohrmaschinen über die etwa vor Ort noch vorhandenen Schuttmassen hinüber zu transportiren und wieder aufzustellen um weiter bohren zu können. Während des Aufräumens und auch während des Wiederbeginnens des Bohrens wurden dann die gesammten noch lagernden Schuttmassen verladen und forttransportirt.

Alle 300 bis 400 m vom Ortsstoss entfernt, wurde eine auf Seite 205 beschriebene Ausweiche angebracht, in welcher die Wagen mit den Bohrmaschinen und den dazu gehörigen Geräthen während des Förderns untergebracht waren.

Die ganze Förderung am Tunnel war veraccordirt einer Genossenschaft, an deren Spitze der verantwortliche Oberschlepper stand. Bei Vertheilung des Lohnes wurde der Oberschlepper mit $^{10}/_{10}$ und die übrigen Schlepper mit $^{9}/_{10}$ berücksichtigt. Für das Zerkleinern der Schuttmassen, Transportiren aus den Vollausbrüchen und dem Firstenstollen nach dem Sohlenstollen, Verladen derselben in die Transportgefässe, Entladen sowie Einbauen derselben in den Damm wurden ein für allemal, bestand das Gebirge aus Porphyr oder Conglomeraten 1,5 M. und bestand dasselbe aus Sandstein und Schiefer 0,9 M. pro cbm feste Masse gezahlt. Die Transporte wurden ausserdem nach der Entfernung der Schwerpunkte der bewegten Massen berechnet und zwar nach den in folgender Tabelle angegebenen Preisen:

Tabelle No. 23.

Entfernung in Metern von excl.	bis incl.	Einheitspreis Pf.	Entfernung in Metern von excl.	bis incl.	Einheitspreis Pf.	Entfernung in Metern von excl.	bis incl.	Einheitspreis Pf.
10	20	—	300	320	21	750	800	34
20	40	12	320	340	22	800	850	35
40	60	12	340	360	22	850	900	37
60	80	13	360	380	23	900	950	39
80	100	13	380	400	24	950	1000	40
100	120	14	400	420	25	1000	1050	41
120	140	15	420	440	25	1050	1100	43
140	160	15	440	460	26	1100	1150	44
160	180	16	460	480	26	1150	1200	46
180	200	17	480	500	27	1200	1250	47
200	220	17	500	550	28	1250	1300	49
220	240	18	550	600	30	1300	1350	50
240	260	19	600	650	31	1350	1400	52
260	280	19	650	700	32	1400	1450	53
280	300	20	700	750	33	1450	1500	55

Die Muldenwagen wurden in der Reparaturwerkstatt des Tunnels selbst gebaut und stellte sich der Preis derselben wie folgt:

1.	Eine Mulde von 0,05 starken tannenen Brettern mit Untergestell von kantigem Buchenholz	24 M. — Pf.
2.	180 kg verschiedene Eisensorten zum Beschlag im Durchschnitt 18 M. pro 100 kg	32 - 40 -
3.	Schmiedelohn für Anfertigung des Beschlags	39 - — -
4.	Kohlen und Abnutzung der Geräthe für die Schmiede .	1 - 80 -
5.	Axen 60 mm stark mit 400 mm im Durchmesser haltenden Rädern aus Gusseisen nebst den dazugehörigen Lagern	76 - 80 -
	Summa	174 M. — Pf.

Der eingeleisige Tunnel war 1600 m lang und wurde in ca. $2^1/_2$ Jahren fertig hergestellt, dabei betrug der ganze Wagentrain im Durchschnitt 36 Stück, incl. Plateauwagen.

Bei einem Bohrmaschinenbetrieb im Richtstollen nach dem im Abschnitt II erläuterten sogen. bergmännischen Betriebe ist diese vorher beschriebene Fördermethode die einfachste und ausreichendste; ganz anders gestaltet sich jedoch das Bedürfniss bei forcirtem Ortsbetrieb, wo also der Ortsstoss vollständig von den Schuttmassen gesäubert sein muss, ehe die auf einem Gestellwagen sich befindenden Bohrmaschinen wieder vor Ort

gefahren und aufgestellt werden können. Hier gilt es mit allen mechanischen Hülfsmitteln das rasche Entfernen des Schuttes zu bewirken. Die bei diesen Arbeiten sich bewährten Methoden sollen in den nachfolgenden Kapiteln abgehandelt werden.

b) Die Fördermethode beim Ortsbetrieb im St. Gotthardtunnel.

Das Geleise des Richtstollens im St. Gotthardtunnel hatte normale Spur. Es waren zum grossen Theil, namentlich beim Ortsbetrieb Seitenkipper im Gebrauch die in Folge ihrer eigenartigen Construction, Figur 169, sehr wenig Platz beanspruchten. Der Kasten, welcher bei allen Seitenkippern ziemlich hoch angeordnet werden muss durch die in der Mitte des Wagens auf dem hölzernen Untergestell in Lagern ruhende, am Kasten befestigte Kippwelle, konnte hier bei dieser Construction tiefer gelegt werden durch Hinweglassung der Kippwelle und directer Auflagerung des Kastens auf eisernen Rollen.

Vermittelst dieser Rollen wird der Kasten zur Seite geschoben bis zur Verlegung des Schwerpunktes über das Untergestell hinaus, wodurch das Kippen desselben veranlasst wird.

Der Inhalt dieser Seitenkipper beträgt ca. 1,5 cbm.

Neben dem eigentlichen Fördergeleise war auf eine Strecke von ca. 100 m vom Ortsstoss rückwärts entfernt ein kleines Geleis von 0,31 m Spurweite angelegt. Hierauf bewegte sich ein 3 m langer schmaler ganz leichter Gestellwagen, auf welchem die in Körben eingeladenen Berge resp. Schuttmassen aufgestellt waren.

Fig. 169.

Die Operation des Verladens vor Ort geschah nun in folgender Weise:

Sobald abgeschlossen war, wurde das Bohrgestell wieder vor Ort gefahren bis auf 20 bis 25 m Entfernung und hier dahinter die nöthigen 6 bis 8 Förderwagen aufgestellt. Die Körbe wurden dann vor Ort beladen auf den kleinen Wagen gestellt, derselbe hiernach an die grossen Wagen herangefahren und nun ein Korb nach dem anderen in die grossen Wagen entleert.

c) Die Fördermethode am Kaiser Wilhelm-Tunnel.

a) Nordseite.

Am Kaiser Wilhelm-Tunnel waren grosse, niedrig gebaute 3 cbm haltende Transportwagen im Betrieb. Dieselben hatten eine kräftige Construction mit eisernem Untergestell; die Axen bewegten sich in Patentlagern, welche durch Gummischeiben federten. An dem eisernen Rahmen des Kastens waren Puffer und die Verkuppelungshaken und Ketten angebracht. Jeder Wagen hatte eine eiserne Bremse. Die ganze Höhe betrug nur 1,2 m, um das Beladen zu erleichtern. An den beiden Längsseiten waren nach unten zu bewegliche Klappen angebracht, um den Inhalt des Wagens leichter ausladen zu können. Trotz dieser geschickten Anordnung war das Beladen derselben sehr zeitraubend, weil in jeder Attaque vor Ort ca. 15 bis 20 cbm lose Schuttmasse weggeräumt werden musste.

Um hierbei möglichst viel Zeit zu sparen und das einzelne Wechseln der grossen und schweren Wagen zu umgehen, wurde nun folgende combinirte Fördermethode, welche in Figur 170 veranschaulicht ist, in Anwendung gebracht:

Man stellte in Entfernungen von je 300 bis 400 m in dem 10 qm Querschnitt haltenden Sohlenstollen durch einen Ueberbruch den über dem Sohlenstollen liegenden Firststollen auf eine kurze Strecke her und legte dann vom Sohlenstollen aus eine schiefe Ebene nach demselben an. Da wo diese schiefe Ebene die Firste des Sohlenstollens traf, wurde eine eiserne Klappbühne eingehenkt, die man auf und niederziehen konnte. Das Stollenort von der Klappbühne aus, diese selbst und der Firststollen, hatten zwei schmalspurige Geleise, welche im Stollenort dadurch hergestellt wurden, dass man zwischen das normalspurige Geleis 2 Schienen nagelte. Nach dem Abschiessen liess man die Klappbühne herunter um die Verbindung des Schienengeleises mit dem Firststollen herzustellen. Im Firststollen selbst war ein Haspel, welcher durch kleine Maschinen vermittelst comprimirter Luft betrieben wurde, angebracht, zum Aufziehen der kleinen Wagen auf der schiefen Ebene. Ueber dem Ueberbrechen, das als Rolloch diente, lag eine Wippe zum Kippen der Wagen. Das Bohrgestell mit den 6 Bohrmaschinen placirte man nur hinter der Klappbühne, ebenso die nöthigen 5 bis 6 vorseitig genannten Tunneltransportwagen.

Die beiden schmalspurigen Geleise waren vor der Kippe im Firsten-

stollen so wie im Sohlenstollen kurz vor Ort unterbrochen und ein Plateau durch eiserne Platten dazwischen hergestellt, nach Art der in Figur 163 dargestellten Wendeplätze, damit ein Rangiren der vollen und leeren Wagen

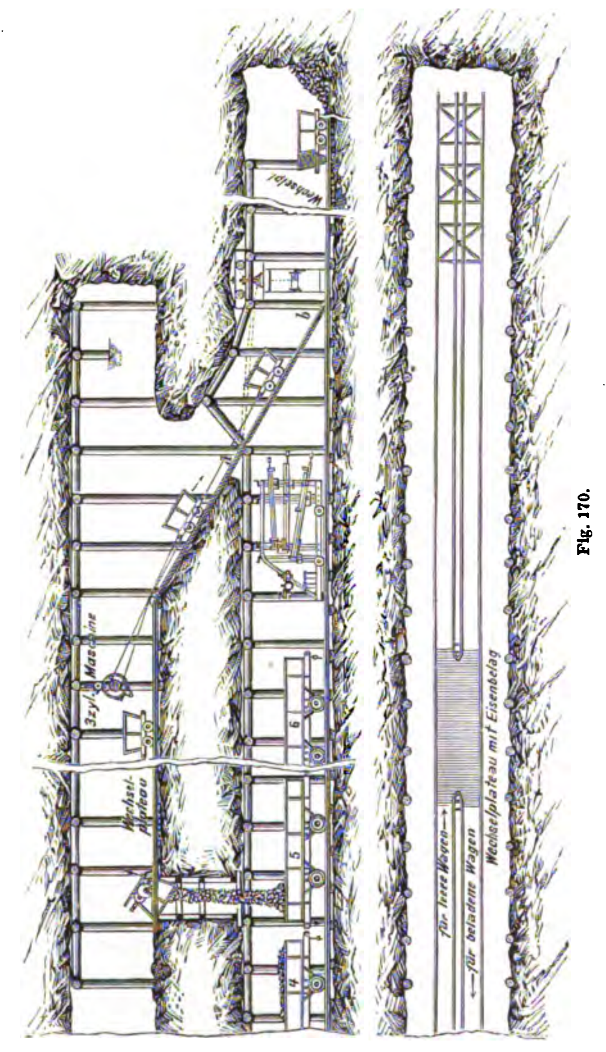


Fig. 170.

leicht und ohne Störung geschehen konnte. Auf diesen schmalspurigen Geleisen wurden nun kleine Wagen von $^1/_3$ cbm Inhalt bewegt, mit welchen man in sehr kurzer Zeit die durch das Sprengen gelösten Berge durch den Firststollen hindurch vermittelst des Rollochs in die grossen Tunnelwagen, zu verladen im Stande war. — Hatte der Wagen No. 1 seine volle Ladung,

so wurde er eine Strecke weit fort und der Wagen No. 2 unter das Rolloch gefahren und beladen u. s. w. Sobald man nun die Schuttmassen fertig aufgeräumt hatte, wurden die kleinen Förderwagen nach dem Firststollen und die Klappbühne wieder in die Höhe gezogen, damit sodann das Bohrgestell wieder vor Ort gefahren werden konnte, um von Neuem mit dem Bohren zu beginnen.

b) Südseite.

Auf der Südseite hatte man eine andere Fördermethode, die sehr wenig in ihrer Leistung gegen die vorgenannte zurückstand, jedoch bedeutend billiger war. Dieser Grund ist zwar bei sehr langen Tunnels, wo nur die Zeit die Hauptrolle spielt, hinfällig, jedoch bei weniger langen Tunnels ist der Kostenpunkt nicht so ganz ausser Acht zu lassen und wohl zu berücksichtigen, zumal die Zeitersparung nicht immer so sehr bedeutend ist bei der einen oder anderen Methode.

Alle 300 m vom Ortsstoss entfernt wurden nun zwei Ausweichen oder Nischen angebracht, nach Anordnung der Figur 165, und zwar die eine zur Aufnahme des Bohrgestells und die andere zur Aufnahme der Wagen. Waren z. B. 6 Wagen nöthig zum Verfahren der gelösten Schuttmassen so wurden 3 davon in die Nische gestellt und die anderen 3 sogleich vor Ort gefahren und beladen.

Das Beladen geschah durch eiserne Fülltröge. Auf dieselben, welche von den Arbeitern etwas schräg gegen die Beine gestellt wurden, zog man vermittelst eiserner Kratzen die Berge herauf, die so geladenen Füllströge wurden dann aufgehoben und in die Wagen direct entladen und zwar wurde diese Arbeit in folgender Weise ausgeführt: Um die 3 grossen Schuttwagen bildete man eine Kette durch Arbeiter, die sich die gefüllten und leeren eisernen Füllströge einander zu reichten, so dass auf der einen Seite die vollen nach dem Wagen zum Entleeren und auf der anderen Seite die leeren nach dem Ortsstoss zurückgingen. Vor Ort waren 2 Arbeiter beständig mit Einkratzen beschäftigt; zwei welche die vollen Tröge emporhoben und an die Kette abgaben; zwei Arbeiter räumten mit der Keilhaue den Ortsstoss ab und 10 Mann bildeten die Kette. Das Beladen der Wagen geschah in zwei Attaquen wie auch das Abthun der Schüsse. — Beim ersten Abschiessen wurden die Einbruchlöcher in der Mitte und in der Firste abgethan und beim zweiten Schiessen die Löcher in der Sohle. — Beim St. Gotthardtunnel wurde die auf Seite 217 erwähnte Förderungsmethode in letzterer Zeit ebenfalls durch Bildung einer lebendigen Kette ersetzt und dabei gute Resultate erzielt. Eine andere Vorrichtung wie sie z. B. beim Kaiser Wilhelm-Tunnel, Nordseite, durch Hebevorrichtung nach dem Firststollen vorhanden war, konnte am Gotthardtunnel überhaupt nicht stattfinden, da der Richtstollen als Firststollen getrieben wurde.

d) Die Fördermethode am Brandleite-Tunnel.

Beim Vortrieb des Richtstollens am genannten Tunnel war eine Förderung auf zwei Geleisen durch kleine Wagen, ähnlich derjenigen welche beim Kaiser Wilhelm-Tunnel, Nordseite, im Gebrauch gewesen waren, vorgesehen und in der ersten Zeit eingeführt. Der Unterschied zwischen dieser und der früheren zweigleisigen Fördermethode bestand darin, dass die Förderwagen am Brandleitetunnel von Eisenblech, ziemlich hoch und schmal gebaut, von 0,5 cbm Inhalt und so eingerichtet waren, dass sie mit den anderen Tunnelwagen in Zügen verkuppelt herausgefahren werden konnten. Sie hatten niedrige Räder und gekröpfte Axen, so dass das Laden sehr bequem war durch die dadurch hervorgerufene niedrige Construction.

Die Geleise bestanden in zwei getrennten Plateau's, die durch einen eingeleisigen Strang verbunden waren. Diese Plateau's bestanden aus dünnen Walzeisenplatten die neben einander gelegt durch Holzriegel in ihrer gegenseitigen Lage festgehalten wurden. Bei dem zweiten Plateau hatten die eisernen Platten durch aufgenietete schmiedeeiserne Leisten die erwähnten zwei Geleise und zum Anschluss an das mittlere Schwellengeleise die in Figur 163 dargestellten Einlaufhörner. Das erste Plattenplateau lag ohne Geleiseleisten dicht vor Ort und diente zum bequemen Wenden und Drehen der zu beladenden Wagen; das zweite Plateau mit zwei Geleisen zum Aufstellen der leeren und vollen Wagen. — Für jeden Ortsbetrieb waren ca. 16 Wagen bestimmt, so dass die Förderung einer Attaque in einem Wagenzug geladen werden konnte. Mit dem fortschreitenden Ortsbetrieb rückte das erte Plateau weiter, während das zweite erst, nachdem das Stollenort ca. 100 bis 150 m fortgerückt war, verlegt wurde. Die eisernen Wagen waren Vorderkipper, um dieselben so einfach als möglich anordnen zu können, zumal darauf Rücksicht genommen werden musste, dass in einem engen Stollen zwei Fördergefässe neben einander vorbei zu passiren hatten.

Sehr bald zeigte sich aber hierbei durch den ganz abnormen grossen Wasserandrang vor Ort, die Unmöglichkeit dieser Förderungsmethode, indem die Geleise bald durch das Wasser überspült und die eisernen Platten so mit Sand und kleinen Geschieben bedeckt wurden, dass ein Drehen und Wenden fast unmöglich war und nur mit der grössten Anstrengung geschehen konnte. Man ging deshalb auf der Westseite dazu über, die Wagen durch eine Hebevorrichtung senkrecht in den Firststollen zu heben und von da aus durch ein Rolloch in die bereit stehenden grösseren Förderwagen auszuleeren, ähnlich der Fördermethode am Kaiser Wilhelm-Tunnel, Nordseite, mit Weglassung der schiefen Ebene.

Auf der Ostseite ging man zur Einrichtung mit Wechsel ähnlich der

in Figur 166 skizzirten über und später wurde die Einrichtung mit Körben in Wagen auf schmalspuriger Bahn neben dem Hauptgeleise, ähnlich der Förderung am St. Gotthardtunnel, in Anwendung gebracht.

e) Fördermethode am Arlberg-Tunnel.

Nach den im Centralblatt der Bauverwaltung — Berlin N. 49 II. Jahrgang — gemachten Angaben, findet die Förderung der Schuttmassen im Richtstollen der Ostseite ähnlich so statt als bei der vorher beschriebenen Art und Weise der Förderung beim Bau des Kaiser Wilhelm-Tunnels, Südseite. — Der Stollen des Arlbergtunnels hat einen Querschnitt von 7 qm und das Fördergeleise 70 cm Spurweite. Zu einer jeden Attaque wird 3 mal abgeschossen und zweimal geschuttert, d. h. die Wagen mit Schutt beladen, es finden also nach jeder Bohrschicht zwei Schutterungen statt. In jeder derselben werden ungefähr 7 bis 8 Wagen benutzt, die man wechselweise vor Ort fährt. Dieselben haben einen Kasten von 1,6 cbm Fassungsraum, sind 2,57 m lang 1,18 m breit und 0,53 m hoch. — Die Wagen werden in einem nahe gelegenen Ausweichgeleise gewechselt, was 2 bis 3 Minuten Zeit pr. Wagen in Anspruch nimmt. Drei Mann kratzen vor Ort die Schuttmassen mit eisernen Kratzen in eiserne Körbe von 0,5 m Länge und 0,35 m Breite und überreichen dieselben den rückwärtsstehenden drei Mann, welche diese nun in die Wagen entleeren. Ein Mann ist während des Verladens mit dem Zusammensuchen der zerstreuten Gesteinsstücke beschäftigt.

In letzterer Zeit haben verschiedene Ingenieure sich mit der Ausfindigmachung von Fördereinrichtungen für forcirten Betrieb die grösste Mühe gegeben und sind bis jetzt verschiedene patentirte Förderungsmethoden bekannt geworden, durch welche wohl das Wegladen vor Ort sehr bequem und schnell geschieht, allein das Aufstellen der maschinellen Vorrichtung hierzu ist immer zeitraubend und schwierig. Die Patentinhaber berechnen diese Zeitdauer freilich auf das geringste Maass, allein in Wirklichkeit wird dies nie stimmen, da die Verhältnisse in einem Stollen bei wechselndem Gestein alle Tage anders sein können und die Aufstellung der maschinellen Vorrichtung bald erschweren, ja bald unmöglich machen. Ueberhaupt jede maschinelle Vorrichtung zu dieser Arbeit ist umständlich und nicht immer sicher. — Je einfacher die Instrumente sind, wodurch eine Arbeit verrichtet werden kann, desto billiger und sicherer wird sie gemacht, das ist ein unumstösslicher Grundsatz. Die patentirten Fördermethoden sind auch bis jetzt noch nicht praktisch zur Verwendung gekommen.

Eine Hauptaufgabe bleibt es immer bei Auffahren eines Richtstollens mit forcirtem Betrieb, die Schuttmassen möglichst rasch zu beseitigen, damit der Ortsstoss wenigstens frei ist und so viel Platz gewonnen wird, dass

das Bohrgestelle herangefahren und mit den Bohrarbeiten baldigst wieder begonnen werden kann. — Um dies am einfachsten zu bewerkstelligen wäre die Anlage einer Hundeförderung combinirt mit den grossen Tunneltransportwagen wohl das praktischste. — Man legt den Theil des Geleises vom Ortsstoss rückwärts auf ca. 50 m Länge, in der Mitte als auch rechts und links, mit Bohlen aus und zwar in der Höhe der Schienenoberkante, so dass ein Plateau über die ganze Stollensohle hergestellt ist. Auf diesem Plateau kann man mit kleinen ungarischen Hunden nach allen Richtungen hin bequem fahren, es wird desshalb ein Leichtes sein, die ganzen Schuttmassen vermittelst der erwähnten Hunde neben dem Geleise rechts und links auf dem Bohlenplateau abzulagern. Sobald das Ort frei ist, wird das Bohrgestell wieder vorgefahren und dann können dahinter her die Schuttmassen welche rechts und links neben dem Geleise deponirt waren, während der Bohrzeit aufgeladen und forttransportirt werden.

VI. Locomotivförderung.

Bei Förderstollenanlagen hat man Locomotivbetrieb mit eigens dazu construirten Maschinen eingeführt, jedoch nicht überall mit gleich günstigem Erfolg. Da wo eine Förderung vorhanden ist, die nur zum kleinen Theil unterirdisch und zum grössten Theil oberirdisch zu geschehen hat, ist wohl der Haupthinderungsgrund für die Locomotivförderung bei Stollenbauten überhaupt die Wetterverderbniss durch Feuergase. Von einer allgemeinen Einführung der sehr vortheilhaften Fördermethode kann desshalb noch keine Rede sein, da die Ventilation eine ausserordentlich kräftige sein muss, um die Uebelstände, welche der Locomotivbetrieb mit sich bringt, weniger empfindlich zu machen.

Bei Tunnelbauten, wo man Locomotiven nur in der fertigen Tunnelstrecke zum Fördern benutzte, waren der Dampf und die Feuergase trotz der besten Ventilationseinrichtung im höchsten Grade lästig. — Um jedoch diesem Uebelstande aus dem Wege zu gehen, wurden am Gotthardtunnel zuerst Locomotiven, durch comprimirte Luft betrieben, in Gebrauch genommen und man erzielte hierdurch sehr günstige Resultate; natürlich ist es da nur von Vortheil, wo schon Apparate zum Comprimiren von Luft vorhanden sind, wie am St. Gotthard, wo der Betrieb der Gesteinsbohrmaschinen eine hierzu passende Anlage allen Anforderungen entsprechend nöthig gemacht hatte. Da wo mit comprimirter Luft gearbeitet wird, namentlich aber in Richtstollen längerer Tunnels, ist es jedenfalls rathsam, die Locomotivförderung einzurichten. Man braucht nur zu dem Zweck in der Nähe der Installation und in entsprechenden Entfernungen im Richtstollen an der Compressionsrohrleitung Hähne anzubringen, um den Kessel der Locomotive von Zeit zu Zeit füllen zu können.

In der Maschinenfabrik von Tittel & Poschke in Freiberg sind beispielsweise Locomotiven für Luftcompression gebaut, welche folgende Construction haben:

Ein 4,5 m langer Kessel von 1 m Durchmesser ruht mit je einem Zapfen auf zwei Wagen, so dass die Maschine durch jede Curve bequem ohne Zwang durchlaufen kann. Die Räder der Wagen sind egal hoch und haben 40 cm Durchmesser, so dass die ganze Höhe der Locomotive nur 1,75 m beträgt. Die Dimensionen der Stollen brauchen also nicht aussergewöhnlich zu sein. Der vordere Wagen trägt an einem Rahmen die zwei Cylinder mit dem Gangwerk und bildet ein Plateau für den Führer, der am Kessel die Steuerung und am Kopfende des Wagens die Bremse mit je einer Hand bedienen kann.

Bei Construction von derartigen Locomotiven ist darauf Rücksicht zu nehmen, dass die angenommene Spannung der comp. Luft nicht 5 bis 6 Atmosphären übersteigt und die Maschine eine verstellbare Expansion erhält, so dass beim Abnehmen des Druckes im Kessel der Füllungsraum im Cylinder zunimmt, um eine gleichmässige Geschwindigkeit zu erzielen.

Die Geschwindigkeit der Luftlocomotiven ist mit 1,75 bis 2,5 m pr. Sec. und die Zugkraft im Durchschnitt bei mässiger Steigung 1 : 800 bis 1 : 400 mit ca. 10,000 kg Bruttolast, anzunehmen.

2. Ventilation.

Ein wesentlicher Factor beim raschen Vorwärtstrieb eines Stollens ist die Zuführung guter, zum Athmen tauglicher Luft und die rasch bewirkte Entfernung der durch das Sprengen entwickelten, sowie der durch den Athmungsprocess der Arbeiter, Brennen von Oellampen, Zersetzung organischer Stoffe u. s. w. entstehenden schädlichen Gase. Die hierzu vorhandenen Vorrichtungen und Apparate gehören zur sogen. Wetterführung und werden in der Gesammtheit ihrer Anlage bei Stollen sowohl als bei Bergbauten überhaupt die Wetterlösung genannt.

Die hauptsächlichsten schlechten Gase sind: Kohlensäure, Kohlenoxyd und Kohlenwasserstoff; seltener sind brandige Gase, Schwefelwasserstoff und schweflige Säure. Sehr schädlich sind noch ausserdem der Gesteinsstaub, welcher beim Bearbeiten des Gesteins, sowie die Miasmen, welche durch Zersetzung organischer Substanzen z. B. Holzrinde, die in Fäulniss übergeht, entstehen.

Gute, sauerstoffreiche Luft wird mit „gute Wetter“ und die mit Miasmen aller Art gefüllte Luft mit „matte Wetter“ bezeichnet. — Ist in den matten oder auch schlechten Wettern viel Kohlensäure enthalten, so heissen dieselben „böse Wetter“ oder „Schwaden“; bei Gehalt von

Kohlenwasserstoff „schlagende Wetter“ und bei Gehalt von Kohlenoxyd „brandige Wetter“. Die letzten 3 Varietäten der schlechten Wetter kommen hauptsächlich auf Braun- und Steinkohlengruben vor, jedoch auch bei Stollen, welche in bituminösen Schiefern u. s. w. aufgefahren werden. Die sogen. schlagenden Wetter sind fast ohne Ausnahme nur in Steinkohlengruben anzutreffen, bei Braunkohlengruben höchst selten. Sobald das Kohlenwasserstoffgas mit atmosphärischer Luft gemischt ist, bildet sich das gefährliche entzündliche Grubengas oder die sogen. schlagenden Wetter, da es mit der Flamme in Verbindung gebracht, sofort explodirt. Kohlenwasserstoffgas ohne atmosphärische Luft gemischt, explodirt nicht sondern brennt in diesem Falle nur mit blauer Flamme.

Pfähler giebt die Ermittelungen verschiedener Techniker und Physiker über die für den Menschen nöthigen Luftquantitäten wie folgt an. [Pfähler, Wetterführung auf den K. Steinkohlengruben Sulzbach-Altenwald bei Saarbrücken in der Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen etc.].

Für eine Belegschaft von 1500 Mann ist erforderlich pr. Secunde:

1. 1500 . 0,53 = ... 780 cbf
   [pr. Mann nach Pettenkoffer 0,53 cbf pr. Sec.]
2. 1500 Lichter $= \frac{1500 . 10}{3600} =$ . . . . 4 -
   [Jedes Licht bedarf 10 cbf in 1 Stunde.]
3. Verbrauch von 300 ℔ Pulver innerhalb 8 Stunden = 300 . 4043 = 1 212 900 cbf mithin pr. Sec. = ... 42 -
4. Verbrauch für 48 Pferde pr. Pferd gleich 4 Mann zu rechnen, mithin 48 . 4 . 0,53 = ... 103 -

Sa. 929 cbf

oder 28,75 cbm pr. Sec.

Ingenieur M. Könyves-Thót giebt in seinem Werke „Der Durchschlag des St. Gotthardtunnels“ als Erfahrungsresultat an: dass ein Arbeiter sammt Lampe in 24 Stunden 150 cbm und für 1 kg Dynamitverbrauch 125 cbm Luft nöthig haben, jedoch sind diese Erfahrungsresultate in Anbetracht des Umstandes, dass die Ventilation im Gotthard-Tunnel eine ziemlich ungenügende war, zu niedrig gegriffen und wird es gut sein bei Berechnung des zur Ventilation nöthigen Luftquantum's 240 cbm für einen Arbeiter mit Lampe in 24 Stunden und 200 cbm für 1 kg Dynamitverbrauch anzunehmen.

Bei sehr langen Richtstollenanlagen müssen besondere Wettermaschinen eingerichtet werden, um das nach obigen Sätzen bemessene Luftquantum herbeizuschaffen, allein bei kleineren Stollenanlagen genügt der natürliche Wetterzug. Dieser entsteht durch das Vorhandensein zweier getrennter Luftsäulen von verschiedener Dichtigkeit, hervorgerufen durch die Tempe-

raturdifferenz. Ein Stollen, welcher nicht sehr tief unter der Erdoberfläche getrieben wird, hat eine durchschnittliche Temperatur, welche der mittleren Jahrestemperatur der betr. Gegend gleichkommt. Erst bei 30 m Tiefe nimmt die Temperatur um 1° Cels. zu. Bei grösseren Tiefen von je 30 m allemal um 1° Cels. Im Winter ist also die Luft im Stollen stets wärmer, wie die am Tage; die frische kalte Luft wird auf der Sohle hineinziehen und die warme Luft an der Firste heraus. Im Sommer findet das umgekehrte Verhältniss statt.

Bei einem, von einem Schacht ausgetriebenen Stollen, geht die kalte Luft im Winter an den Stössen des Schachtes herunter und die warme Luft in der Mitte des Schachtes wieder herauf. Aber auch bei den täglichen Schwankungen der Temperatur über Tage wird also der Fall eintreten, dass der Luftstrom zu verschiedenen Zeiten verschiedene Richtungen annimmt; bei diesem Uebergang der Richtungen tritt jedesmal ein längerer oder kürzerer Stillstand in der Circulation ein, hervorgerufen durch den Widerstand, welche eine, einmal in Bewegung gesetzte Luftsäule der plötzlich in anderer Richtung kommenden, entgegensetzt.

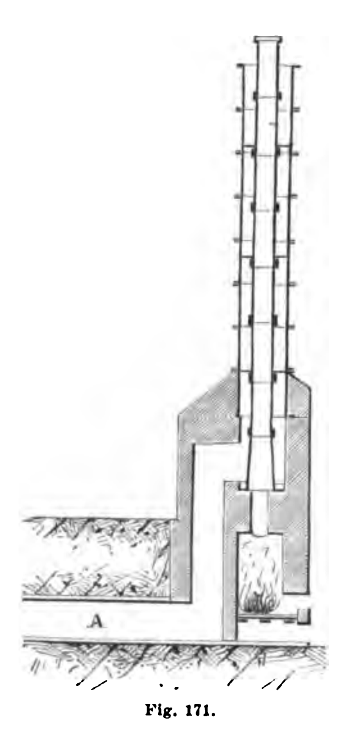


Fig. 171.

Um diesem Uebelstand abzuhelfen, können einfache Vorkehrungen getroffen werden, welche dem Luftstrom ein für allemal eine gewisse Richtung geben. Hierzu gehört in ersterer Linie, dem vorwärts zu treibenden Richtstollen in einer gewissen Entfernung ein Lichtloch zu geben d. h. auf den Stollen in seinem Verlaufe, wenn es die Terrainverhältnisse gestatten, einen Schacht abzuteufen. Durch die hierbei erzielten verschiedenen Niveaudifferenzen der Mündungsöffnungen ist bei einigermaassen gleichmässiger äusseren Temperatur im Winter ein Luftstrom von unten nach oben gesichert. Im Sommer dagegen wird der höher gelegene Schacht einziehen und der Luftstrom den umgekehrten Weg nehmen. Im Winter, wenn also die Luft aussen kälter ist als in dem Stollen und im Schacht, wird die schwere Luft nach unten gehen und die leichte Luft nach oben drücken. Im Sommer ist die Luft im Schacht kühl und schwer; es sinkt dieselbe desshalb nach unten und treibt die leichte Luft zum Stollen hinaus. In

diesem Falle wird die Störung nur beim Wechsel der Sommer- und Wintertemperatur stattfinden.

Jenachdem das Mundloch des Stollens gegen die Schachtöffnung gelegen ist, kann aber der vorher erwähnte Uebelstand, hervorgerufen durch die täglichen Schwankungen der Temperatur, zu jeder Zeit eintreten z. B. wenn nach bedecktem Himmel plötzlich Sonnenschein kommt und hiervon entweder die Schachtöffnung oder das Stollenmundloch zuerst betroffen wird. In diesen Fällen wird das einemal der Schacht ausziehen das andremal einziehen, d. h. der Wetterstrom wird das einemal aus dem Schacht heraus und das andremal aus dem Mundloch herausziehen.

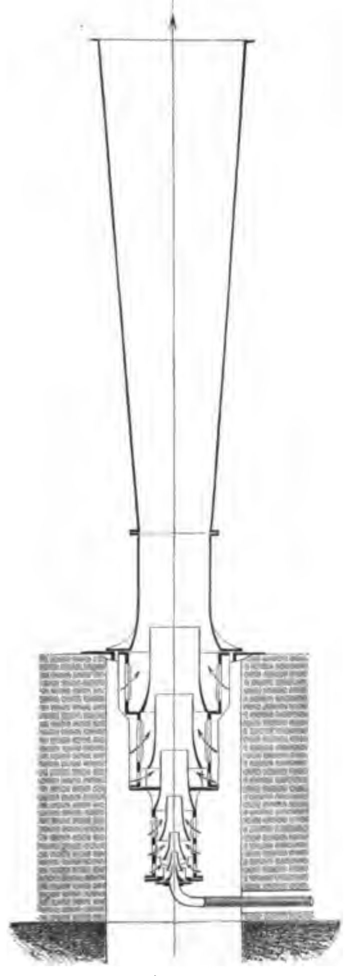


Fig. 172.

Um nun in jedem Falle einen beständigen guten Wetterstrom nach einer Richtung hin einzurichten, ohne gerade zu maschinellen Anlagen schreiten zu müssen, wird bei vielen Stollenanlagen auf dem dazugehörigen Schachte d. h. dem sogen. Lichtloch ein Wetterofen angebracht, eine Vorrichtung, bei welcher durch ein zu unterhaltendes Feuer die Luftsäule im Schacht in Bewegung gebracht wird. Um die Construction eines solchen Wetterofens zu verdeutlichen, nehme ich die im Obernkirchner Steinkohlenrevier üblichen Oefen in Betracht, welche in Figur 171 veranschaulicht sind. In dem äusseren weiten Schornsteinmantel, welcher durch den Canal *A* mit der Schachtöffnung in Verbindung steht, geht der eigentliche eiserne Schornstein, direct von der Feueresse in die Höhe und ragt noch 1,25 m über den äusseren Schornstein hinaus, damit die, um das innere eiserne Rohr sich befindende, Luftsäule erwärmt und dadurch zur Vorwärtsbewegung gebracht wird. Bei etwa vorkommenden schlagenden Wettern kann hierbei keine Explosion entstehen, da die Grubenwetter nicht mit dem Feuer direct in Berührung kommen.

Die eisernen Röhren bestehen aus Muffenröhren, welche durch eiserne Riegel in ihrer Lage gehalten werden. Viel wirksamer sind die Oefen, welche auf der Sohle des Schachtes angebracht sind, da die Tiefe des Schachtes ebenfalls als Schornsteinhöhe angenommen werden kann. In diesem Falle wird aber der Schacht ausgemauert, da ein verzimmerter Schacht in steter Feuersgefahr schwebt. Für ausgedehnte Gruben eignet sich desshalb eine solche Anlage besser als für die vorübergehende Ausführung eines Richtstollens, da ausserdem noch eine unterirdische Ofenanlage doch immer kostspieliger ist, als eine oberirdische.



Fig. 173. Fig. 174.

V. Ventilator. S. Saugöffnung. L. Luftaustritt. d. Dampfrohr. D. Dampfhahn. M. Mantel.

In neuerer Zeit haben die Dampfstrahlventilatoren von Gebr. Kärting in Hannover sich an vielen Orten Eingang verschafft. Dieselben beruhen wie alle Strahlgebläse auf dem Princip, dass ein Dampfstrahl, sobald er aus einer engen in eine weite Düse strömt, eine Luftleere erzeugt, durch welche die, den Apparat umgebende Luft eingesogen und vermöge ihrer, durch den Dampfstrahl erhaltenen Geschwindigkeit, wieder fortgeführt wird.

Fig. 172 zeigt den Durchschnitt eines auf einer Schachtöffnung angebrachten Strahlapparates.

Der Dampfstrahl wird durch das untere Rohr in den Apparat hinein gelassen und durch einen Hahn regulirt. Der Dampf tritt nun durch die erste enge Düse in eine weitere, woselbst er Luftverdünnung bewirkt und ein gewisses Quantum Luft saugt, welches mitgerissen wird und mit dem Dampfe dann in die nächste Düse tritt, welche etwas weiter als die vorher gehende ist u. s. w.

Dieses Spiel wiederholt sich nun bis hinauf zur letzten Düse und das dadurch vermehrte Luftquantum mit dem gebrauchten Dampf geht dann durch das trichterförmige Rohr in's Freie, den Gegendruck der äusseren Atmosphäre noch überwindend.

Bei einem Stollenbetrieb kann der Apparat vor dem Mundloch des Stollens oder, Fall's ein Lichtloch resp. Schacht vorhanden ist, der mit dem Stollen in Verbindung steht, auf diesen aufgestellt und mit einer Rohrleitung nach der Arbeitsstelle verbunden werden.

Fig. 173 und 174 zeigen die Ventilatoren mit Mantel d. h. einer Umhüllung der Düsen und zwar für den Lufteintritt von unten und von der Seite.

Die Leistungen und Grössenverhältnisse gehen aus der nachfolgenden Tabelle hervor:

Tabelle No. 24.

No. des Ventilators	Geliefertes Quantum pro Minute in cbm	Durchmesser	
		des Dampfrohr's in mm	des Luftrohr's in mm
1	3	10	110
2	6	10	160
3	12	15	225
4	25	20	300
5	50	25	400
6	100	35	550
7	175	45	740
8	250	50	900
9	325	55	1000
10	400	60	1100
11	475	70	1200
12	625	80	1500

Der Preis variirt zwischen 75 und 1800 M. von No. 1 bis 12.

Da wo keine Dampfmotoren vorhanden sind, oder auch die äusseren Umstände die Anlage anderer Wettermaschinen nöthig machen, können am

besten die Centrifugalventilatoren zur Anwendung kommen, die nach verschiedenen Systemen gebaut werden.

In früherer Zeit wurden bei Vortreiben eines Stollens oder Querschlages die sogen. Wettertrommeln gebraucht. Diese bestehen aus einer Flügelwelle mit radialen Flügeln, um welche ein cylindrisches Gehäuse, an dem eine tangentiale Ausblaseöffnung sich befindet, angebracht ist. Die Saugeöffnung ist an einer Seite der Axe, also radial; die Flügelwelle hat ein Getriebe und hierzu ein Vorgelege mit Kurbel auf einem Bockgestelle angebracht, um eine grosse Umdrehungsgeschwindigkeit zu erzielen. In den Grubengebäuden hört sich das, von dem Vorgelege verursachte Geräusch, da das Gehäuse der Apparate einen Resonanzboden bildet, wie entferntes Trommeln an, weshalb bei den Bergleuten die Benennung Wettertrommel



Fig. 175.

entstand. An der Ausblaseöffnung wurden dann gewöhnlich hölzerne Lutten, aus vier, inwendig abgehobelten Brettern zusammengenagelt, befestigt und nach der Arbeitsstelle hingeleitet. Die Verbindungsstellen der einzelnen Lutten wurden mit Letten gedichtet.

Je nachdem die Lutten an der tangentialen oder radialen Oeffnung angebracht sind, kann die Wettertrommel zum Blasen oder Saugen verwendet werden, jedoch ist das Blasen am häufigsten in Anwendung und der Effect hierbei grösser.

In neuerer Zeit sind die Wettertrommeln aus Eisen construirt und das Gehäuse spiralförmig excentrisch, um der Luft aus jeder Abtheilung zwischen zwei Flügeln den freien Abzug zu gestatten. Die Flügel, welche radial stehen, sind entweder convex oder concav gekrümmt. Die so construirte Wettertrommel ist in Fig. 175 abgebildet.

Die Flügelradwelle hat eine Schraube, in welche das Schneckenrad der Kurbelwelle eingreift. Die Kurbelwelle ruht in Lagern, welche am Gehäuse des Ventilators befestigt sind.

Diese Wettertrommeln sind leicht transportabel und ein- oder zweimännisch eingerichtet. Schiele & Comp. in Frankfurt a. M. fertigt dieselben

an zum Preise von 150—200 M. Einmännische liefern 10—15 cbm Luft pro Minute, zweimännische 25 cbm; das Gewicht übersteigt nicht 220 kg.

Die oben erwähnte Firma liefert ebenfalls gute sogen. geräuschlose Exhaustoren mit Blechgehäuse, Fig. 176 und 177, für Riemenbetrieb. Hierzu gehört natürlich eine Dampf- oder Wasserkraft. Diese Exhaustoren können ebenfalls blasend oder saugend wirken.

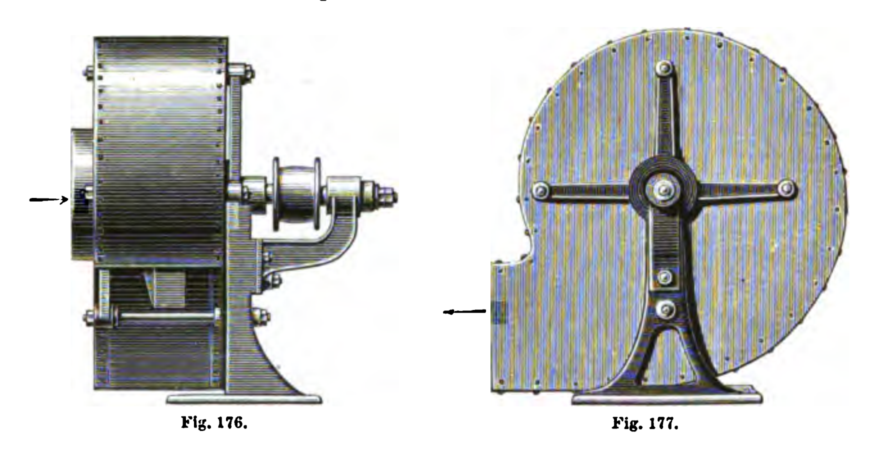


Fig. 176. Fig. 177.

Nachfolgende Tabelle zeigt die Leistungen, Preise und Grössenverhältnisse derselben.

Tabelle No. 25.

No.	Preise ab Fabrik. Mit Gussaxe und Gusslager M	Durchmesser des Flügels in m.	Leistung p. Minute in cbm.	Touren por Minute	Pferdekraft	Durchmesser der Saug- und Ausblasöffnung in m.
12	75	0,30	30	2500	3/8	0,16
12 a	100	0,38	45	2000	1/2	0,20
13	125	0,45	60	1650	3/4	0,25
14	200	0,60	125	1200	1 3/4	0,33
15	305	0,80	250	1000	3 1/2	0,44
16	450	1,00	400	700	6	0,55

Die Wettertrommel von Eckhardt wird gewöhnlich doppeltwirkend gebraucht [Serlo, Bergbaukunde Verlag von J. Springer] dieselbe hat 6 Flügel und der Durchmesser des Flügelendes beträgt 42 cm die Breite des Gehäuses 10 cm und die Ausblaseöffnung 27 qcm.

Die Flügel bestehen aus Eisenblech und sind, convex gekrümmt, an eine mittlere Scheibe angenietet, Fig. 178 und 179.

Die Flügelradwelle macht 500 bis 1000 Umdrehungen und wird durch ein Vorgelege mit Riemenbetrieb, welches eine Uebersetzung von 60 : 3 hat, bewegt. Soll der Ventilator doppelt wirken, so werden zwei Trommeln combinirt und zwar so, dass dieselben eine gemeinschaftliche Flügelwelle und Scheidewand erhalten. Bei dem einen Ventilator geht der Blasestrang vor Ort und bei dem andern der Saugestrang. Um nun die angesaugten schlechten Wetter fortzutreiben wird an dem zweiten Ventilator noch ein

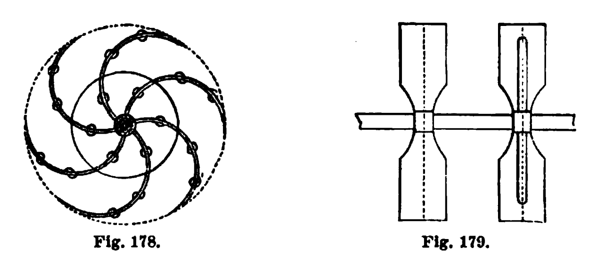


Fig. 178. Fig. 179.

dritter Rohrstrang, Blasestrang, der ins Freie geht, angelegt. Die in der Fig. 180 gezeichneten Pfeile geben die Arbeit dieses combinirten Ventilators an. Durch 1 wird gute Luft angesaugt und durch 2 nach dem Ortsstoss geblasen, 3 saugt die schlechten Wetter vom Ort weg und diese werden

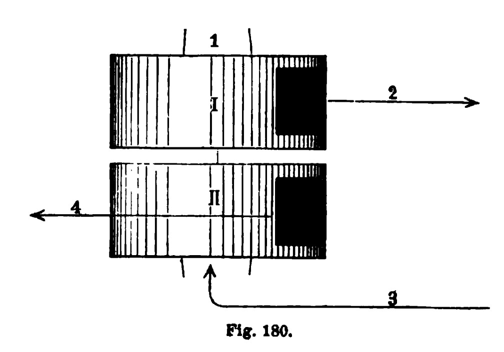


Fig. 180.

durch 4 in's Freie abgeführt. Bei schlagenden Wettern in kleineren Bauten ist die Anbringung dieser Wettertrommel sehr nützlich.

Am Brandleite-Tunnel ist ein doppeltwirkender Ventilator in Thätigkeit, welcher ebenfalls Vorzügliches leistet. Bei jedem Abschiessen werden die Sprenggase vorerst vor Ort weggesogen, damit dieselben nicht den ganzen unterirdischen Raum zu durchlaufen haben und sobald dies geschehen, wird mit demselben geblasen.

Die an der Axe befindlichen Einströmungsröhren communiciren mit dem Ausblaserohr in einem kastenförmigen Gehäuse und zwar so, dass beim Blasen die an den zwei Rohrenden des Gehäuses liegenden Klappen offen

und das Rohr, welches mit dem Stollen in Verbindung steht, nach Aussen hin geschlossen ist.

Die seitlichen Rohrenden saugen in diesem Falle gute Luft und wird dieselbe durch das Rohr vor Ort getrieben. Werden nun die Klappen geschlossen und das Rohr nach Aussen hin geöffnet, so saugen die seitlichen Kanäle durch ein und dasselbe Rohr die schlechte Luft vor Ort weg und hat diese dann durch die Aussenöffnung ihren Ausgang in's Freie. Die Bewegung der Klappen geschieht durch zwei ineinandergreifende Zahnräder.

Auf der einen Seite der Zahnradwelle ist ein Hebel mit Gewicht befestigt, um die Klappen, je nachdem sie gestellt sind, bei einem Drehungswinkel von 180°, in der ihnen gegebenen Lage zu halten und fest anzu-

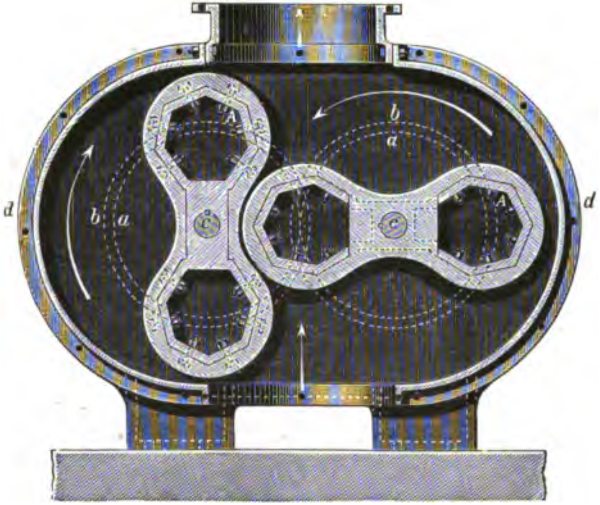


Fig. 181.

pressen. Die Schaufeln des Ventilator's sind von Eisenblech und convex gekrümmt, an 2 Blechscheiben befestigt.

Auf vielen Gruben sind die Ventilatoren von Root mit gutem Erfolg im Gebrauch [Serlo, Bergbaukunde Verlag von J. Springer, Berlin.] Ein solcher Ventilator ist in seiner eigenthümlichen Construction durch Fig. 181 veranschaulicht.

Die zwei eigen geformten Flügelräder aus Lindenholz bewegen sich in einem halbcylindrischen Gehäuse, welches unten die Saugeöffnung und oben einen Stutzen für die Anbringung des Blaserohrs hat. Die Wellen der beiden Flügelräder haben zwei ineinandergreifende Zahnräder, wodurch eine aneinander gleitende Bewegung der beiden Flügelräder entsteht. Der Anschluss derselben unter sich sowohl als auch an den Wandungen des Gehäuses wird noch vervollständigt durch eine aufgebrachte consistente

Schmiere von Unschlitt mit Wachs gemischt. Der Weg der Luft ist in der Figur durch die Pfeile dargestellt. Die Breite der Flügelräder beträgt 2 m, der Durchmesser 0,9 m und die Umdrehungszahl 250 pro Minute.

Im Mansfeldischen wurden mit diesem Gebläse ausgezeichnete Erfolge erzielt. Durch einen Röhrenstrang von 1800 m Länge wurden in der Minute 31 cbm nach der Arbeitsstelle geblasen. Der Betrieb wurde durch eine kleine Turbine bewirkt.

Bei dem Kaiser Wilhelm-Tunnel wurden die von Schenk, Mohr & Elsässer in Mannheim construirten Gebläse ganz ähnlich dem Princip von Root in Anwendung gebracht, Fig. 182. Der Unterschied besteht darin, dass das Gehäuse und die Flügelräder von Gusseisen sind. Der Bewegungsmechanismus ist derselbe wie bei den Root'schen Gebläsen. Der obere Theil des Gehäuses ist mit einer Mischung von Gyps und Graphit ausgefüttert, damit ein dichter Abschluss stattfindet und die angesaugte Luft sich nicht wieder zurückdrücken kann.

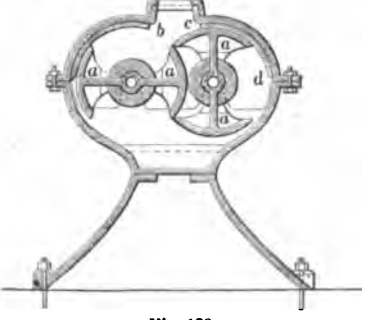
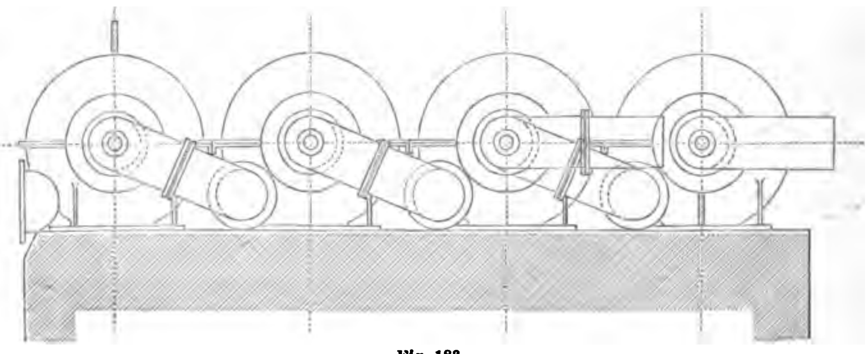


Fig. 182.

Alle diese hier beschriebenen Apparate verlieren ihren Effect bedeutend durch eine lange Rohrleitung und sobald dieselbe über 1000 m Länge beträgt, ist die Wirkung ungeheuer


Fig. 183.

abgeschwächt. Durch den Ingenieur Brandt wurde am Arlberg-Tunnel ein Verfahren angewendet, welches auch diesen Uebelstand so ziemlich beseitigt hat; nämlich es wurden mehrere Ventilatoren derselben Construction, sogen. Hochdruckventilatoren mit Spiralgehäusen und gekrümmten Schaufeln, hintereinander aufgestellt, so dass der zweite die gepresste Luft des ersten und der dritte die dann auf das doppelte gebrachte Luftpressung des zweiten Ventilator's nach dem Ortsstoss brachte u. s. w.

Die Pressung multiplicirt sich hierbei mit der Anzahl der Ventilatoren, einen geringen Verlust abgerechnet.

Die Anordnung ist aus Fig. 183 ersichtlich.

Beim Bau des Brandleite Tunnels wurde ebenso auch die Einschaltung eines zweiten Ventilators in eine mehrere hundert Meter lange Leitung mit gutem Erfolg in Anwendung gebracht. Es giebt ausserdem noch grosse 3 bis 4 m im Durchmesser haltende Wetterräder, welche zur Ventilation ganzer Grubengebäude, namentlich auf Steinkohlengruben angebracht werden; allein diese sind für das Vortreiben eines Stollens nicht gut anwendbar und sollen hier auch weiter nicht erörtert werden; es bleibt nur noch übrig die Kolben und Glockenmaschinen zu betrachten, welche zum grossen Theil bei Richtstollen langer Tunnels zur Anwendung gekommen sind.



Fig. 184.

Die Kolbenmaschinen sind eigentlich Cylindergebläse und ganz denselben gleich angeordnet, jedoch ist der Effect gering; man findet dieselben fast nur auf Steinkohlengruben in Belgien.

Am einfachsten ist als Glockengebläse der sogen. Harzer Wittersatz, Fig. 184. Derselbe wird gewöhnlich bei Abteufen eines Schachtes und der von demselben aus vorgetriebenen Stollen benutzt, die Einrichtung ist folgende:

Im Schacht wird ein prismatischer oder cylindrischer Kasten angebracht durch dessen Boden eine mit einem Ventil versehene Lutte geht.

Diese Lutte ist bis vor die Arbeitsstelle verlängert. Der Kasten wird bis etwa zur halben Höhe mit Wasser gefüllt und hierin ein Kasten oder Cylinder eingetaucht und auf und nieder bewegt, welcher eine Klappe als Ventil im Boden hat. Beim Aufwärtsgehen des Kastens wird die Luft vor Ort weggesaugt und beim Niedergehen desselben schliesst sich das Ventil auf der Lutte und die Luft, welche sich anfangs etwas comprimirt, nimmt schliesslich ihren Ausgang durch das Bodenventil.

Ist ein Pumpengestänge im Schacht vorhanden, so wird dieses, wie aus Fig. 184 ersichtlich ist, zur Bewegung des oberen Kastens, benutzt. Man kann auch zwei solcher Glockengebläse neben einander anordnen und dann die abwechselnden Bewegungen durch einen Balancier hervorbringen lassen. Diese Anordnung wurde im grossartigen Maassstabe mit eisernem Balancier und eisernen Glocken am St. Gotthard-Tunnel angelegt, jedoch mit sehr geringem Erfolg; man hat sich dann meistens auf die Zuführung von comprimirter Luft an die einzelnen Arbeitsstellen beschränkt. Da in letzterer Zeit bei langen Stollenanlagen, Bohrmaschinenbetrieb eingerichtet

wird, so ist es zu natürlich, dass man die comprimirte Luft zum Ventiliren verwendete. Dabei müssen jedoch die Compressoren ohne Unterbrechung gehen; Reparaturen können fast gar nicht vorgenommen werden. Es ist desshalb nicht empfehlenswerth, die comprimirte Luft zur Ventilation ausschliesslich zu verwenden, zumal dieselbe warm und zum Einathmen nicht sehr tauglich ist. Compressoren für die Ventilation allein anzulegen ist entschieden zu theuer, man muss desshalb auf eine gute Ventilationseinrichtung für lange Stollenanlagen von vornherein Bedacht nehmen.

Beim Bau des Sonnstein's- & Ochsenkopf-Tunnels wurde bei Anwendung der Brandt'schen Bohrmaschine eine Ventilation durch Wasserstaub mit grossem Erfolg in Anwendung gebracht.

Nach dem Abschiessen vor Ort wurde nämlich an die Pressrohrleitung für die Bohrmaschinen eine Kapsel, deren Boden kantige kleine Löcher hatte, angeschraubt; durch diese Löcher wurde nun das Wasser mit ca. 50 Atmosphären hindurchgepresst und in lauter Wasserstaub verwandelt. Dieser Wasserstaub erfüllt den ganzen Ortsraum, condensirt die schädlichen Gase und reisst den Gesteinsstaub mit zu Boden. Zu gleicher Zeit wird eine Abkühlung der Luft vor Ort bewirkt und hierdurch ein natürlicher Wetterwechsel erzeugt.

Im Ochsenkopf-Tunnel genügte bei dem Stollenbetrieb ohne Bohrmaschinen schon der Druck, welcher durch eine kleine Tanger Pumpe hervorgebracht wurde. Ueberhaupt lässt sich auf diese Weise eine, wenig kostspielige Ventilation überall einrichten, wenn man eine schwache Gasrohrleitung von höchstens $^1/_2$" engl. durch den Stollen legt und hierdurch gepresstes Wasser vor Ort leitet, welches in der eben beschriebenen Weise seinen Ausfluss da nimmt. Beim Arlberg-Tunnel sowie beim Brandleite-Tunnel, wo jetzt die Brandt'schen Bohrmaschinen im Betrieb sind, ist diese vortheilhafte Ventilationsmethode ebenfalls mit gutem Erfolge im Gebrauch.

Zur Ventilationsrohrleitung, welche bei Stollenbauten seit längerer Zeit üblich sind, werden am besten Zinkrohre benutzt, weil sie nicht rosten; bei vorübergehender Benutzung nehme man Eisenblechrohre, die durch eine sogen. Ueberschubmuffe gedichtet werden, wie Fig. 185 zeigt. Die Röhren sind an ihren Enden etwas aufgebördelt und ebenso die Muffe. Sobald nun diese über die beiden Rohrenden gezogen ist, wird der Zwischenraum zwischen Rohr und Muffe erst mit alten Seil-Enden und dann mit zähen Letten abgedichtet. Der aufgebördelte Rand der Lutten verhindert das Durchdrücken des Dichtmaterial's.

Bretterlutten, auch wenn sie inwendig glatt gehobelt sind, gehören zu den provisorischen Anlagen und dienen nur auf ganz kurze Strecken. Am besten bewähren sich die verzinnten Eisenblechröhren, welche nicht allein dauerhaft, sondern auch stabil genug sind um geringen Eindrücken zu widerstehen. Zinkblechröhren werden sehr leicht eingedrückt und hindern

dann die Geschwindigkeit der Luftströmung. Die aus verzinntem Eisenblech hergestellten Ventilationsröhren sind Flantschenröhre, welche aneinander geschraubt und mit getheerten Pappringen gedichtet sind. Andere Dichtungen bei Zinkröhren wie z. B. durch Spannringe und Hanfzöpfe haben sich nicht bewährt, da die Zinkröhren zu leicht zu verbiegen sind. Bei dünnen Röhren sind am besten Ueberschubmuffen oder aus Eisenblech bestehende verzinkte Ringe anzulöthen, welche dann mit Schrauben und Dichtungsscheiben mit einander verbunden werden. Zinkröhren von kleinerem Durchmesser werden am besten an Ort und Stelle verlöthet.

Ventilationsapparate setze man so nahe als möglich an das Bauobject heran, damit die Rohrleitung nicht übermässig verlängert wird, da die Ge-

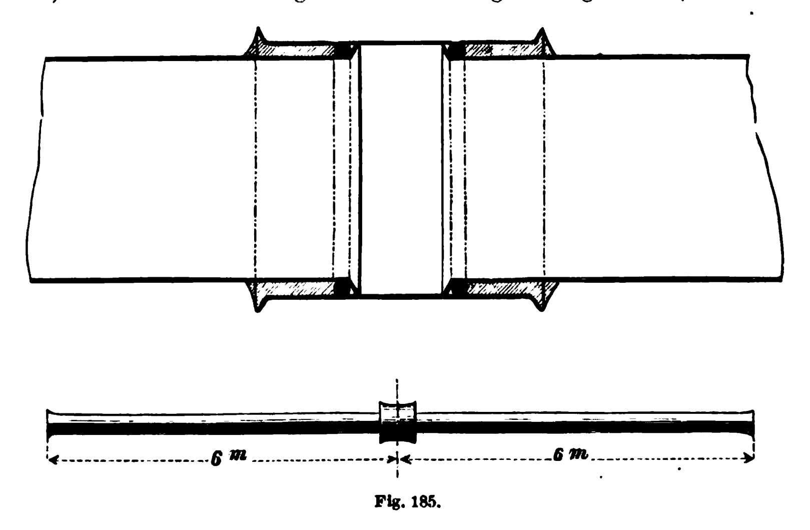


Fig. 185.

schwindigkeit der bewegten Luftsäule bei zunehmender Länge der Rohrleitung ganz bedeutend abnimmt.

Sehr oft wird ein Ventilator mit einer vorhandenen Maschinenanlage in Verbindung gebracht, was wohl aus Sparsamkeitsrücksichten am Platze ist; jedoch wird der eigentliche Zweck der Anlage in den meisten Fällen sehr beeinträchtigt, da die Maschinenanlagen [Installation, Wasserhebungs und Fördermaschinen auf Schächten etc.] gewöhnlich eine solche Lage haben, dass eine Ventilationsrohrleitung sehr unbequem anzubringen ist. Sie ist dann so in Winkel und Krümmungen anzulegen, dass schon allein dadurch viel vom Effect verloren geht, ohne noch in Rechnung zu ziehen, dass auch so und soviel nutzlose Länge dabei mit in den Kauf genommen werden muss. Jedenfalls ist es rathsam die so nahe als möglich am Stollenmundloch angebrachte Ventilationsanlage mit einem besonders dazu aufgestellten Motor zu betreiben.

Eine Ursache der Wetterverderbniss in unterirdischen Bauten ist die so wenig beachtete Beleuchtungsart. Die vielen Lichter verursachen, sobald schlechtes, ungereinigtes Rüboel oder gar Thran in denselben gebrannt wird, einen so erstickenden Qualm, dass er allein schon als die Ursache vieler Krankheiten der Athmungsorgane der Bergleute angesehen werden kann.

Man beobachte nur wie eine einzige qualmende Oellampe in einem geschlossenen Raume binnen kurzer Zeit die Luft verdirbt!

Desshalb muss unbedingt dafür gesorgt werden, dass nur gutes gereinigtes Oel von den Bergleuten gebraucht wird, was am besten dadurch geschieht, dass die Betriebsleiter den Einkauf des Oels selbst besorgen und den Arbeitern dasselbe zum Einkaufspreis überlassen.

In einigen Gruben ist mit gutem Erfolg Gasbeleuchtung eingeführt, jedoch muss die Leitung äusserst vorsichtig angelegt werden, damit nicht etwa durch austretendes Gas ein Unglück passirt.

Der vorhandene Wetterzug kann durch Instrumente gemessen werden und es ist immer von grossem Vortheil für den Betrieb der unterirdischen Bauten, von dem Vorhandensein und der Beschaffenheit des Wetterzugs, sowie von der Leistung des Ventilationsapparates unterrichtet zu sein.

Das einfachste Verfahren ist wohl die Beobachtung, welchen Weg eine kleine Rauchwolke von Taback nimmt und welche Geschwindigkeit dieselbe hat. Instrumente, welche die Luftbewegung anzeigen, sind sehr viele construirt und heissen: Anemometer.

Von diesen Instrumenten sind die zwei vorzüglichsten die Anemometer von Combes und von Biram.

Das Erstere ist folgendermaassen construirt:

Vier ebene Flügel aus Rauschgold und gegen die Ebene der Axe mit ca. 30° geneigt, sitzen auf der Axe, die in der Mitte als Schraube geschnitten ist. Hierdurch wird ein Räder- und Zählwerk bewegt.

Die Zeit in welcher die Bewegungen des Flügelrades beobachtet werden, wird durch eine Secundenuhr festgestellt.

Die Umdrehungszahl der Flügel ist nun nicht der wirklichen Geschwindigkeit proportional, da die Bewegung der Flügel und Welle, sowie der Zahnräder doch immer eine gewisse Kraft absorbirt. Die wahre Geschwindigkeit $v = b + an$ (siehe Seite 239).

Hierbei sind b und a Constanten, welche für jedes einzelne Instrument bestimmt werden und von Combes nach vielen Versuchen wie folgt bestimmt wurden:

$$v = 0{,}2578 + 0{,}0916 . n.$$

Das Anemometer von Biram ist ähnlich dem Woltmann'schen Flügel zur Bestimmung der Stromgeschwindigkeiten construirt. Dasselbe hat 12 windschiefe Flügel aus gummirten Taffet über einen Ring von Kupfer oder Messing gespannt, oder aus dünnem Blech bestehend. Die Axe hat ebenfalls

Schraubengewinde, wodurch eine Radübersetzung bewegt wird, die durch Zeiger die Anzahl der Umdrehungen angiebt. Die Geschwindigkeit der Luft berechnet sich auch hier nach der Formel $v = b + an$ wobei b der Erfahrungscoefficient ist für diejenige Geschwindigkeit der Luft, bei welcher die Flügel sich nicht drehen, also unempfindlich sind. Dies kann leicht durch Dampf dessen Fortziehen man beobachtet, ermittelt werden. Der Coefficient a ergiebt sich ebenfalls aus Erfahrungen und bedeutet die Geschwindigkeit der Luftsäule bei einer Umdrehung des durch die Schraube bewegten Rades. Multiplicirt man nun das durch das Anemometer erhaltene Resultat mit dem Querschnitt der Rohrleitung, Stollen oder Strecke, so erhält man die Menge der Luft, welche in einer gewissen Zeit sich fortbewegt hat, resp. dem Bau durch Ventilation zugeführt worden ist.

Vierter Abschnitt.

Die ökonomischen Verhältnisse der Stollenbauten.

Unter diesem Titel sind die Herstellungskosten der Stollenbauten mit allen dazu gehörigen Nebenarbeiten sowie ferner die Beschaffungskosten für das dazu nöthige Material, Geräthe und Gezähe zu verstehen.

Die zweckmässige Einrichtung der Gesteinsarbeiten zum raschen und möglichst billigen Vortrieb eines Stollens ist der wichtigste Theil der Arbeiten und soll in dem Nachfolgenden versucht werden, die Regeln aufzustellen, welche bei einer zweckmässigen Einrichtung des Arbeitsbetriebs eines Stollenbaues zu beobachten sind. Vor allem gehört hierzu die richtige Eintheilung der Arbeitszeit.

Der Zeitraum, in welchem ein Arbeiter resp. eine Arbeitergenossenschaft bei einem unterirdischen Bau thätig ist, wird Schicht genannt und die Länge der Zeit Schichtendauer. Man spricht so von 6, 8 oder 12 stündigen Schichten.

Wird also hiernach in 24 Stunden die Arbeitergenossenschaft 2 mal oder 3 mal gewechselt, so dass jede entweder 12 Stunden oder 8 Stunden arbeitet, so heisst das, die Arbeit ist mit zwei Drittel oder drei Drittel belegt. Findet ein 4 maliger Wechsel statt, so dass jede Partie nur 6 Stunden arbeitet, so ist die Arbeit mit vier Drittel belegt.

Die Beendigung einer Schicht heisst: dieselbe verfahren und der Beginn der Arbeit wird mit: zur Schicht anfahren, bezeichnet. Die gesammte Anzahl der bei einem unterirdischen Bau beschäftigten Arbeiter heisst: die Belegschaft desselben.

Eine 12 stündige unterirdische Arbeitszeit ist zwar weniger kostspielig aber dafür unpraktisch, da während derselben 1 Stunde auf Mittagszeit und je $1/2$ Stunde zu Frühstück und Vesper versäumt werden; von den 12 Stunden sind also nur 10 wirkliche Arbeitsstunden in Rechnung zu bringen — es gehen demnach bei dieser Einrichtung in 24 Stunden 4 Stunden nutzlos verloren. Bei 8 stündigen Schichten wird nur $1/2$ Stunde

Vesper gestattet, es sind also hierbei $3 \cdot \frac{1}{2} = 1\frac{1}{2}$ Stunden abzusetzen und endlich bei 6 stündigen Schichten ist gar kein Zeitverlust, da jeder Arbeiter 6 Stunden unausgesetzt thätig sein kann.

Rechnet man obigen Verlust pro Jahr, so macht das im ersten Fall bei 12 stündiger Schicht $\frac{365 \cdot 4}{24} = 61$ Tage und im zweiten Fall bei 8 stündiger Arbeitszeit $\frac{365, 1, 5}{24} = 23$ Tage aus.

Um sich die Grösse des Verlustes recht deutlich zu machen, nehme man ein Beispiel von einem langen Richtstollen: Derselbe sei in einer Länge von 12000 m zu treiben und der Fortschritt von beiden Seiten zusammen pr. Tag 4 m; mithin kommen bei 6 stdg. Arbeitszeit $\frac{12000}{4 \cdot 365}$ $= 8{,}22$ Jahre und bei 12 stdg. Arbeitszeit $= \frac{12000}{4 \cdot (365-61)} = 9{,}87$ Jahre auf die Fertigstellung der Arbeiten.

Bei diesem Resultat bleibt aber immerhin noch Folgendes zu berücksichtigen. Es ist klar, dass Arbeiter, welche 6 Stunden thätig sind, mithin 18 Ruhestunden haben, sich viel mehr anstrengen können, also eine erhöhte Leistung pro Arbeitsstunde erzielen. Man kann annehmen, dass ein Arbeiter in 6 Stunden ebensoviel leistet, als einer, welcher 8 stündige Schicht verfährt und dazwischen $\frac{1}{2}$ Stunde vespert, in 7 Arbeitsstunden leistet. Bei 6 stündigen Schichten wird also dasselbe geleistet, als wenn der Tag zu 28 Stunden angenommen würde; gegen die 12 stündige Arbeitszeit ist dies als ein Verlust von ebenfalls 4 Stunden pro Tag anzunehmen. Die Arbeiter mit 6 stündiger Schicht arbeiten also gerade so viel, als wenn das Jahr $365 + \frac{365 \cdot 4}{24} = 426$ Tage hätte.

Die wirkliche Arbeitsdauer beträgt also bei dem oben angegebenen Beispiele nicht 8,22 Jahre sondern nur $\frac{12000}{4 \cdot 426} = 7{,}04$ Jahre.

Die gesammten Leistungen der Arbeiter bei 12 stündigen Schichten verhalten sich zu denen bei 6 stündigen fast wie 2 : 3.

Wenn nun auch die Gesammtleistung bei dieser Einrichtung bedeutender ist, so steigt aber auch der Preis der Arbeit verhältnissmässig, da jeder Arbeiter, gleichgültig ob er pr. Tag 6 oder 12 Stunden arbeitet, denselben Verdienst verlangt.

Der Arbeitgeber, welcher 6 stündige Schichten verfahren lässt, wird nicht damit einverstanden sein, dass ein Arbeiter nach dieser Zeit noch andere Verdienste annimmt, sondern er wird verlangen, dass sich derselbe die übrigen 18 Stunden pr. Tag ausruht, um seine ganze Kraft in den 6 Arbeitsstunden zur Entfaltung zu bringen.

Sind z. B. in jeder Schicht 2 Mann vor Ort und werden pr. Tag bei 12 stündigen Schichten 2 lfde. Meter Stollen aufgefahren, wird ferner für den lfden. m 4 M. gezahlt, so stellen sich die Lohnverhältnisse wie folgt:

Bei 12 und 6stündigen Schichten sind pro Schicht 2 Arbeiter beschäftigt; mithin ist die Leistung bei den Arbeitern, welche 12stündige Schichten verfahren und bei 20 Arbeitsstunden

pro Arbeitsstunde $^2/_{20}$ und bei denjenigen, welche 6 stündige Schichten verfahren, die ganze Leistung pro Tag $= \frac{2 \cdot 28}{20} = 2{,}8$ lfde. m.

Bekommen nun die in 2 Drittel arbeitenden Leute also 4 Mann = 4 M. und nennt man den Preis, welchen die in 4 Drittel arbeitenden bekommen sollen, also 8 Mann = y, so ist

$$\frac{2 \cdot 4}{4} = \frac{2{,}8 \cdot y}{8} \text{ oder}$$

$$\frac{2 \cdot 4 \cdot 8}{4} = 2{,}8\, y \text{ oder } y = \frac{16}{2{,}8} = 5{,}71 \text{ M.}$$

Hierbei verdienen die Arbeiter so ziemlich gleichen Lohn. Im ersten Falle also $\frac{2 \cdot 4}{4} = 2$ Mark pr. Mann und im zweiten Falle

$$\frac{2{,}8 \cdot 5{,}71}{8} = \frac{15{,}988}{8} = \text{rot } \frac{16}{8} = 2 \text{ M.}$$

Natürlich wird man den Accordsatz von 5,71 auf 5,8 M. abrunden.

Auf dieselbe Weise lässt sich herausrechnen, dass bei 3 Drittel also bei 8 stündiger Arbeitszeit, wo die Leute mindestens trotz der Vesperzeit das leisten, was die in 12 stündigen Schichten arbeitenden in 8 Arbeitsstunden fertig bringen, die Mehrleistung also 2,4 m und der erhöhte Accord 5 M. beträgt.

Erwägt man, dass bei 12 stündigen Schichten das Verbleiben in den unterirdischen Räumen der Gesundheit sehr nachtheilig ist und dass namentlich die Leistung der Arbeiter gegen die oben angenommene weit zurück bleibt, da eine Hauptmahlzeit zwischen die Arbeitszeit fällt und die Leute immer mehr als eine Stunde Zeit darüber verbringen; ferner, dass sie nach dieser Hauptmahlzeit weniger fähig sind, kräftig zu arbeiten, als vorher u. s. w. so ist es vom humanen Standpunkt aus als auch im Interesse der rasch auszuführenden Arbeit wünschenswerth, wenn man die Arbeitszeit in engen unterirdischen Räumen auf 8 Stunden beschränkt.

Man kann ruhig annehmen, dass sich die Tagesleistungen bei 12, 8 und 6 stündigen Schichten verhalten wie 1 : 1,2 : 1,4 und ebenso die Preise.

Der Preisunterschied ist bei 8 stündigen Schichten gar nicht so bedeutend, während die Leistung doch sehr augenfällig ist.

In der Praxis wird man bei 8 stündigen Schichten und denselben Preisen immerhin mehr erzielen.

Nur in solchen Fällen, wo es auf die Kosten gar nicht ankommt sondern nur auf die Zeit, wird man statt 8 stündige Schichten 6 stündige verfahren lassen, die Arbeit also mit 4 Drittel belegen.

Die Arbeiter gegen einen gewissen Tagelohn unter Aufsicht arbeiten zu lassen, ist selbstverständlich unrationell; man vereinbart einen Preis für eine gewisse Raumeinheit oder Längeneinheit, welche herauszubrechen ist und überlässt es den Arbeitern, durch Fleiss einen entsprechend hohen Lohn per Tag zu erzielen.

Diese Vereinbarung heisst das Gedinge und kann auf eine gewisse Zeitdauer z. B. auf eine Lohnungsperiode oder auf die ganze herzustellende Stollenlänge ausgedehnt werden. Im ersten Falle sagt man, die Arbeit sei im Gedinge oder im kleinen Gedinge und im zweiten Falle die Arbeit sei im Generalgedinge vergeben. Die kleineren Gedinge werden mit den Arbeitern direct und die Generalgedinge mit Partieführern oder Unternehmern abgeschlossen.

Ein Unternehmer, welcher ein Generalgedinge übernimmt, hat folgende Punkte für eine vortheilhafte Arbeit in's Auge zu fassen.

1. Nur kräftige und gesunde Arbeiter anzunehmen; dieselben müssen vom Arzt untersucht werden und tauglich befunden sein für die schweren Arbeiten unter Tage.
2. Dafür zu sorgen, dass die Abeiter in der Nähe der Arbeitsstelle gute billige Kost und gute unverfälschte Getränke bekommen. Zu dem Zweck ist es rathsam, wenn der Unternehmer die Restaurationslocale selbst stellt und sie an Restaurateure, auf kurze Zeit kündbar, verpachtet. Der Unternehmer hat es dann in der Hand, den Restaurateur zum Halten guter Speisen und Getränke zu zwingen und kann es leicht verhüten, dass Völlereien und Raufereien entstehen.
3. Für eine gute Wettercirculation d. h. für die Zuführung frischer Luft nach den unterirdischen Räumen ist keine Ausgabe zu scheuen, da in schlechter Luft die Kräfte des Arbeiters nachlassen und die Leistung sehr gering wird, der Arbeiter jedoch seinen wohlverdienten Lohn empfangen will, namentlich wenn er seine Gesundheit auf's Spiel setzt.
4. Alle Materialien als: Oel, Eisen und Stahl, Pulver, Dynamit, Zündschnur sowie ferner Geräthe und Gezähe sind von dem Unternehmer aus bester Quelle zu beschaffen und den Arbeitern zum Einkaufspreis abzulassen.
5. Reparaturen als Schmiede- und Stellmacherarbeiten werden besser vom Unternehmer unentgeltlich besorgt, denn, hat der Arbeiter dieselben zu zahlen, so behilft er sich mit schlechtem und stumpfen



Gezähe, die Arbeit wird sonach theuer und der Unternehmer muss, ob er will oder nicht, schliesslich die Kosten tragen; der geringere Effect der Leistung kommt doch auf seine Tasche.

6. Der Unternehmer sorge dafür, dass die Arbeiter gute Unterkunft in sauberen, gesunden Quartieren bekommen und vermittle eine rasche und pünktliche ärztliche Behandlung bei eintretenden Krankheits- oder Unglücksfällen. Die Humanität gebietet, schon auf der Baustelle selbst eine kleine Apotheke nebst Verbandzeug zu halten, um einem Verunglückten die nothwendige erste Hülfe angedeihen zu lassen.

Um nun den Preis für die Stollenarbeiten zu bestimmen resp. das Gedinge festzustellen, dienen entweder die in der Nähe auf anderen Gruben gemachten Erfahrungen oder man muss erst solche an Ort und Stelle machen. Dies geschieht dadurch, dass man vor Ort die Arbeiter unter strenger Aufsicht arbeiten lässt, hierbei den Verbrauch an Sprengmaterial, ferner die nöthigen Schmiedearbeiten etc. genau beobachtet und dann seine Schlüsse zieht nach den, in der Beobachtungszeit erzielten Fortschrittsresultaten. Man muss aber hierbei scharf aufpassen, dass die Arbeiter z. B. bei Sprengarbeiten, die Schüsse richtig ansetzen und auch die gehörige Quantität Sprengmaterial verbrauchen, damit man nicht irre geführt wird. Die Arbeiter wissen alle Vortheile zu benutzen um die beobachtenden Beamten zu täuschen. Zieht man dann von den so gewonnenen Resultaten noch 10 bis 15% ab, so bekommt man den richtigen Preis für die Arbeit.

Sobald die Arbeiter wissen, dass der Gedingepreis feststeht und auch dessen Auszahlung erfolgt, so werden sie mit Energie und Ausdauer bei der Arbeit sein; es ist desshalb ganz und gar verwerflich, die Leute über die Gedingpreise im Unklaren zu lassen aus Furcht, man bezahle zu viel und hätte das Richtige beim Gedingemachen nicht getroffen. Die Leute werden dann missmuthig und arbeiten immer schlaffer, so dass der Accordgeber erst recht betrogen ist.

Zahlt man den Leuten den einmal gemachten Accordpreis aus, wenn er auch wirklich hoch ist, so wird man in kurzer Zeit die grösstmöglichste Leistung erzielen.

Beim Bau des Ochsenkopftunnels dessen Bauleitung ich zur Zeit hatte, versuchte ich einen andern Modus zu finden um den Gedingepreis zu bestimmen, resp. denselben zu controliren nämlich durch den linearen Bohrfortschritt in einer gewissen Gesteinsart.

Ist das Gestein leicht schiessbar, so macht man die Löcher lang und giebt dem entsprechend vor; ist es schwer schiessbar, so helfen lange Löcher gar nichts, man muss also kurze Löcher machen nnd wenig vorgeben.

Die Länge der Löcher und somit die Dauer der Zeit, in welcher ein Bohrloch hergestellt wird, steht also im directen Verhältniss zur Leistung.

Wird also der Normallohn zu 3 M. angenommen, so beträgt die Ausgabe für 1 Schicht, in welcher 2 Mann arbeiten 6 M. Da jedoch bei 8 stündiger Schicht eine halbe Stunde auf Vesper und eine halbe Stunde Wartezeit für Abthun der Schüsse in Abbruch zu bringen ist, so kosten 7 Stunden Arbeitszeit 6 M.

In diesen 7 Stunden wird die Arbeit des Bohrens, Sprengens und Abtreibens vorgenommen. Aus den an Ort und Stelle gemachten Erfahrungen ergab sich auf 1 Minute Zeit des wirklichen Bohrens 1 1/2 Minute Zeit für Besetzen, Zünden der Bohrlöcher, Abtreiben und Aufräumen etc. Die wirkliche Bohrminute erfordert also ein für allemal 2 1/2 Minuten Arbeitszeit und an Kosten

$$\frac{6 \text{ M. } 2^1/_2}{7.\ 60.} = \text{rot. } 0{,}04 \text{ M.}$$

Zu diesen Kosten kommen noch die für Sprengmaterial. [Gezähe und Geräthe wurden kostenfrei gestellt.]

Bezeichnet nun:

n. die Gesammtlänge der für einen cbm Ausbruch nöthigen Bohrlöcher,

m. den bei den einzelnen Gesteinsarten ermittelten linearen Bohrfortschritt pro Minute,

a. die Kosten für Sprengmaterial, welche für 1 cbm Ausbruch ermittelt wurden,

P. den Gedingepreis, so ist

$$P = \left(\frac{n}{m} \cdot 0{,}4 + a\right) \text{Mark.}$$

Hiernach ergeben sich die in nachfolgender Tabelle zusammengestellten Gedingepreise.

Tabelle No. 26.

	Gesteinsart	Gesammtlänge der pr. cbm nöthigen Bohrlöcher in Metern	Linearer Bohrfortschritt per Minuten in Metern	Kosten der Bohrzeit	Kosten des pr. cbm. Ausbruch nöthigen Sprengmaterials	Berechneter Gedingepreis in Mark
		n	m	$\frac{n}{m} \cdot 0{,}04$	a	
1.	Weniger fester Sandstein	1,0	0,075	rot. 0,5	4,5	5,00
2.	Fester Sandstein	2,5	0,040	2,5	5,0	7,50
3.	Felsitporphyr	3,5	0,028	5,0	7,0	12,00
4.	Derselbe ohne Lösungen	4,5	0, 28	rot. 6,5	7,5	14,00
5.	Porphyrconglomerat	4,5	0,025	rot. 7,0	7,0	14,00
6.	Porphyrconglomerat ohne Lösungen mit Kieselschieferbrocken	5,5	0,025	rot. 9,0	7,0	16,00

Die bei einer längeren Betriebsperiode gemachten Resultate, bestätigen hier, wie aus der S. 247 folgenden Tabelle zu ersehen ist, die Richtigkeit der Annahmen.

Wie schon erwähnt, sind die Leistungen je nachdem die Arbeiter kräftig sind oder nicht und jenachdem sie schlecht oder gut genährt sind, sehr verschieden. So sind z. B. bei Sprengungen im Gestein die Leistungen der Piemontesen und Tyroler bedeutend grösser, als die der deutschen Bergarbeiter, weil letztere schlechter leben [meistens von Kaffee und Kartoffeln] und statt des einfachen stärkenden Bieres den erschlaffenden Branntwein in Masse zu geniessen, vorziehen.

Beim Bau des Ochsenkopftunnels hatte ich in dieser Hinsicht ebenfalls überraschende Resultate, die in Kürze hier angeführt werden sollen: Im Sohlenstollen des Tunnels wurde durch eine Partie Italiener und Tyroler Tunnelarbeiter bei 15 Zahlungen und 1242 dabei verfahrenen Schichten sowie bei einem Preis von 14—16 Mark p. cbm ein Durchschnittslohn von 3,9 M. pr. Schicht erzielt. Im Firststollen in denselben Stationen bei demselben Gestein und gleichen Preisen von einer Partie Tunnelarbeiter aus Oberschlesien in 4 Zahlungen bei 271 Schichten ein Durchschnittslohn von 3,07 M. und bei einer Partie Grubenarbeiter aus dem Waldenburger Revier [Steinkohlengruben] bei 3 Zahlungen und 252 Schichten nur ein Durchschnittslohn 2,91 M. erzielt.

Ebenso wurde im östlichen Sohlenstollen bei einer Partie Tyroler in 13 Zahlungen und 2144 dabei verfahrenen Schichten ein Durchschnittslohn von 4 M. erzielt, während bei einer Partie Grubenarbeiter trotzdem der Accordpreis wegen wenig härterem Gestein um 2 M. pr. cbm erhöht wurde, der Durchschnittslohn bei 10 Zahlungen und 3289 Schichten nur 3,25 M. betrug.

Was nun annähernd die Leistungen der Arbeiter in einer Schicht bei den verschiedenen Gebirgsarten betrifft, so hat Professor Rziha in seinem umfangreichen, ausgezeichneten Werke: „Der Tunnelbau" sehr viel Resultate aufgeführt, welche zur allgemeinen Uebersicht in der S. 248 folgenden Tabelle im Auszug hier mitgetheilt werden sollen.

Wie schon erwähnt, ist es praktisch, wenn das Grubengezähe den Arbeitern von dem betreffenden Unternehmer geliefert wird und das Repariren, sowie Schärfen unentgeltlich geschieht.

Die Arbeiten des Schmiedes können füglich auch in Accord gegeben werden. Die überall üblichen Preise folgen in der S. 249 stehenden Tabelle.

Zum Schluss sei noch eine Tabelle [S. 250] beigefügt über Kosten von Arbeiten und Lieferungen für die Stollenanlagen.

Tabelle No. 27.

Lfd. No.	Beschreibung der Gesteinsart	Gedingepreis pr. cbm Stollen in Mark	Gesammtlänge der pr. cbm. Ausbruch nöthigen Bohrlöcher in m	Linearer Bohrfortschritt per Minute in Metern	Hiernach kostet 1 cbm an Bohrarbeit bei 0,04 M. pr. Minute Bohrzeit	Pr. cbm waren an Sprengmaterial nöthig	Hiernach kostet 1 cbm an Sprengmaterial bei 3 M. pr. kg Sprengmaterial	Hiernach berechnen sich die Gesammtkosten pr. cbm in M.	Bemerkungen
			n	m	$\frac{n}{m} \cdot 0{,}04$	kg	a	P	
1.	Weniger fester Sandstein	5,00	1,0	0,075	0,53	1,5	4,5	5,03	Die Differenzen zwischen dem in der ersten Rubrik festgesetzten Gedingepreis und den in der letzten Rubrik berechneten wirklichen Gesammtkosten sind auf geringere Arbeitszeit bei ausserordentlicher Nässe vor Ort, bei lfd. No. 9 aber namentlich darauf zurückzuführen, dass die Italiener gegen andere Arbeiter bei demselben Gestein einen grösseren linearen Fortschritt erzielten.
2.	Fester Sandstein mit Lösungen	7,50	2,5	0,040	2,50	1,6	4,8	7,30	
3.	Festes Porphyrconglomerat mit thonigem Bindemittel ohne Lösungen	7,50	3,5	0,050	2,80	1,6	4,8	7,60	
4.	Wie vor mit starkem Wasserandrang	10,00	3,5	0,050	2,80	1,7	5,1	7,90	
5.	Felsitporphyr mit Lösungen	12,00	4,0	0,028	5,72	2,0	6,0	11,72	
6.	Felsitporphyr ohne Lösungen	14,00	4,5	0,028	6,43	2,3	6,9	13,33	
7.	Porphyrconglomerat fast ohne Lösungen (thoniges Bindemittel)	14,00	4,5	0,025	6,88	2,4	7,2	14,08	
8.	Porphyrconglomerat mit Kieselschiefer und Quarzbrocken, sehr fest	16,00	5,7	0,025	9,12	2,4	7,2	16,32	
9.	Felsitporphyr mit starkem Wasserandrang	22,00	4,5	0,028	6,43	2,5	7,5	13,93	
10.	Porphyrconglomerat ohne Lösungen	18,00	7,5	0,040	7,50	3,3	9,9	17,40	Schachtabteufen. Die Bohrlöcher wurden meistens mit dem Stossbohrer gemacht.

